XXXVI
CONVENCIÓN INTERNACIONAL DE
MINERÍA
ACAPULCO 2025
LA MINERÍA UNIDA POR MÉXICO

MEMORIA

ASOCIACIÓN DE INGENIEROS DE MINAS, METALURGISTAS Y GEÓLOGOS DE MÉXICO, A.C.

19 al 22 de
Noviembre 2025

Memorias de los Trabajos Técnicos de la
XXXVI Convención Internacional de Minería
Asociación de Ingenieros de Minas, Metalurgistas y
Geólogos de México, A.C.

Se prohíbe la reproducción parcial o total de
estas Memorias sin la debida autorización de la A.I.M.M.G.M., A.C.

DR © 2026 Asociación de Ingenieros de Minas,
Metalurgistas y Geólogos de México, A.C.
Av. del Parque No. 54, Col. Nápoles, Alcaldía Benito Juárez
03810, CDMX, Ciudad de México

Coordinación de Trabajos Técnicos de la
XXXVI Convención Internacional de Minería:
Dra. Ma. Jesús Mata Chávez.

Editora: Dra. Ma. Jesús Mata Chávez.

Diseño y coordinación de formación: www.katapolt.mx

Publicación: Febrero 2026

Presentación

Apreciables Lectores y Distinguidos Profesionales del Sector Minero:

Es un verdadero honor presentarles las Memorias de la XXXVI Convención Internacional de Minería, un compendio fundamental que recoge la vasta riqueza de conocimiento técnico y científico compartido en nuestro evento más reciente.

Esta Convención, celebrada en la bella ciudad de Acapulco, Guerrero, se consolidó una vez más como el foro esencial para el intercambio de ideas, la presentación de innovaciones y el debate constructivo sobre el futuro de la industria.

El objetivo principal de esta publicación es precisamente recopilar y preservar la integridad de los trabajos técnicos que fueron presentados. Estas páginas no son solo un registro, sino una fuente invaluable de consulta y referencia para el avance y la excelencia en nuestras operaciones y proyectos.

Queremos destacar la sobresaliente participación de más de 140 expertos del medio minero, tanto nacionales como internacionales. Su contribución, a través de ponencias de alto nivel y discusiones profundas, enriquece enormemente este volumen y subraya la vitalidad y el compromiso de nuestra comunidad con la mejora continua. La diversidad y calidad de los temas abordados reflejan los desafíos y las oportunidades que definen la minería moderna.

Confiamos en que estas Memorias serán una herramienta de gran utilidad para su labor diaria, inspirando nuevas investigaciones y soluciones a los retos que enfrentamos. Agradecemos profundamente a cada autor, presentador y asistente por hacer de la XXXVI Convención Internacional de Minería un rotundo éxito.

Esperando que disfruten y aprovechen el contenido técnico de esta edición.

Atentamente

M. en C. Rubén de Jesús Del Pozo Mendoza
Presidente del Consejo Directivo Nacional Bienio 2024-2026

Carta de la Editora

En cada edición de la Convención Internacional de Minería de la AIMMGM, la cartera de Trabajos Técnicos ha ido creciendo y perfeccionándose. Y en esta XXXVI Convención Internacional de Minería, no ha sido la excepción.

La organización, promoción y desarrollo de la presentación de los Trabajos Técnicos ha tenido como propósito fundamental la unión y la colaboración de la comunidad minera nacional e internacional.

Las salas de presentación de los Trabajos Técnicos fueron el escenario ideal para el intercambio de nuevos conocimientos y experiencias profesionales en los temas de Minería, Metalurgia, Geología, Medio Ambiente y Temas Generales que son de interés en la actividad minera.

La participación en esta XXXVI edición fue extraordinaria: 52 empresas y 12 universidades lograron presentar 70 ponencias y 43 posters durante los días 20 y 21 de noviembre, teniendo una gran audiencia diversificada entre profesionistas, docentes, investigadores, estudiantes y demás personas interesadas en los temas a tratar.

Se trataron temas como la integración de la IA en la Minería, Minería Estratégica, Combate al Cambio Climático, Gemelos Digitales, Modelados Fenomenalógicos, Cierre de Minas, El Silicio, Nuevas Tecnologías, Geometalurgia, Pasivos Ambientales, Importancia de la Mineralogía, entre muchos más.

Fueron ocho las conferencias magistrales que dictaron las grandes mentes de la minería. Agradecemos a estos líderes quienes con su amplia experiencia lograron captar la atención de los ahí presentes: Ing. Víctor Andrés González, Dra. Flor de María Harp, Dr. Mario Alfaro, Ing. Manuel Yescas, Ing. Pedro Rivero, Ing. Faysal Rodríguez, Ing. Octavio Alvídrez e Ing. Osvaldo Travieso.

Presentes estuvieron las empresas ganadoras de los Cascos de Plata “Ing Jorge Rangel Zamorano” , reconocimientos que otorga la Cámara Minera de México a seis empresas con los mejores índices de seguridad en el trabajo. Minera Frisco, Agnico Eagle Mines, Alamos Gold, Grupo México, First Majestic e Industrias Peñoles, compartieron sus procedimientos y mejoras en el tema de seguridad.

La presentación de trabajos de investigación y nuevas metodologías también se vieron expuestos en la Sala de Pósteres, donde profesionales de la minería mostraron sus avances en investigación, los retos a los que se han enfrentado y las proyecciones a futuro de la minería actual.

Ha sido un honor y un privilegio ser parte de este gran equipo de trabajo que fue el Comité Organizador de la XXXVI Convención Internacional de Minería, lidereado por el M. en C. Rubén de Jesús Del Pozo Mendoza, Presidente del CDN bienio 2024-2026. Agradezco el apoyo del Lic. César Vázquez Talavera, Director General de la AIMMGM, y a todo el equipo de Trabajos Técnicos. Espero que esta importante recopilación de experiencias en este documento sea de interés y apoye en el mejoramiento continuo de nuestra gran comunidad minera.

Sinceramente

Dra. Ma. Jesús Mata Chávez

Consejo Directivo Nacional de la AIMMGM, Bienio 2024–2026

M. C. RUBÉN DEL POZO MENDOZA
Presidente

ING. JULIÁN CHAVIRA QUINTANA
Vicepresidente Administrativo

ING. GABRIEL JESUS ZENDEJAS PALACIOS
Vicepresidente Técnico

M.C. GENARO DE LA ROSA RODRIGUEZ
Vicepresidente Educativo

ING. FRANCISCO J. CAFAGGI FÉLIX
Vicepresidente de Sostenibilidad

M.S. ADALBERTO TERRAZAS SOTO
Vicepresidente Rel. con Gob. Asoc.

MTR. LUIS THOMSON VÁZQUEZ
Secretario

M.B.A. RICARDO ORTIZ HERNÁNDEZ
Tesorero

Ing. Mariel Márquez Gutiérrez
Coordinador Regional

M.Eng. Miguel Muñoz Pérez
Coordinador Regional

M.B.A. Francisco Yáñez Mondragón
Coordinador Regional

M.B.A. Juan A. Calzada Castro
Coordinador Regional

Directorio del Comité Organizador

POR EL CONSEJO DIRECTIVO NACIONAL

M. C. RUBÉN DEL POZO MENDOZA
Presidente

ING. JULIÁN CHAVIRA QUINTANA
Vicepresidente Administrativo

ING. GABRIEL JESÚS ZENDEJAS PALACIOS
Vicepresidente Técnico

M.C. GENARO DE LA ROSA RODRÍGUEZ
Vicepresidente Educativo

ING. FRANCISCO J. CAFAGGI FÉLIX
Vicepresidente de Sostenibilidad

M.S. ADALBERTO TERRAZAS SOTO
Vicepresidente Rel. con Gob. Asoc.

LIC. CÉSAR VÁZQUEZ TALAVERA
Director General de la AIMMGM, A.C.

CON TAREAS ESPECÍFICAS EN EL COMITÉ ORGANIZADOR

C. P. RICARDO ORTIZ HERNÁNDEZ
Coordinador de Tesorería

ING. JESÚS HERRERA ORTEGA
Coordinador EXPO Minera

DRA. MA. JESÚS MATA CHÁVEZ
Coordinadora Trabajos Técnicos

ING. SALVADOR GARCÍA LEDEZMA
Coordinador de Seguridad

ING. ALFONSO MARTÍNEZ VERA
Coordinador Paneles Económico y Político

ING. FERNANDO ALANÍS ORTEGA
Coordinador Conferencias CEO

ING. FRANCISCO DE J. CAFAGGI FÉLIX
Coordinador de da Mesa de Sostenibilidad

ING. IGNACIO CANO CORONA
Coordinador de la Sala de Desarrollo Tecnológico

ING. ÁNGEL GALINDO VILCHIS
Coordinador Mesa de Negocios

DR. MIGUEL ÁNGEL MIRANDA GASCA
Coordinador Mesa De Proyectos Mineros

LIC. KARINA RODRÍGUEZ MATUS
Coordinadora Mesa Legal

M. EN C. CARLOS FRANCISCO YÁÑEZ MONDRAGÓN
Coordinador Visitas Técnicas

M.C. GENARO DE LA ROSA RODRÍGUEZ
Coordinador Foro Universitario

M. EN C. JOSÉ DE JESÚS HUESO CASILLAS
Coordinador Tazón Estudiantil

ING. HÉCTOR ORDAZ SABAG
Coordinador Torneo De Golf

ING. LUIS O. THOMSON VÁZQUEZ
Coordinador Carrera Atlética

LIC. DAVID BERLANGA LÓPEZ
Coordinador Torneo de Tenis

ING. HÉCTOR OCTAVIO MURILLO VALENZUELA
Coordinador Torneo De Pesca

M. EN C. ESTHER ARZATE HUITRÓN
Coordinadora de Comunicación

POR EL CONSEJO DIRECTIVO GENERAL DEL COMITÉ DE DAMAS

SRA. MARÍA REYES PALOMO
Presidenta

SRA. SANDRA IDÁLIA SILVA PÉREZ
Vicepresidenta Administrativa

MA. ISABEL LUÉVANO MANZANARES
Vicepresidenta Técnica

SRA. DAMARIS NATHALY SALAS GUTIÉRREZ
Vicepresidenta Educativa

SRA. MARÍA DEL ROCÍO PADILLA HERNÁNDEZ
Vicepresidenta de Sostenibilidad

SRA. ALEJANDRA GARCÍA VÁZQUEZ
Secretaria

SRA. TERESA DE JESÚS TERÁN LÓPEZ
Tesorera

SRA. CARMEN ESTHER ROJO PADILLA
Coordinadora Regional

SRA. ADRIANA PATRICIA RAMÍREZ CERVANTES
Coordinadora Regional

SRA. MIREYA KARINA ESCOBAR AYALA
Coordinadora Regional

CON TAREAS ESPECÍFICAS EN EL COMITÉ DE DAMAS

SRA. SARA OROZCO PONCE DE LEÓN
Asesora

SRA. SANDRA LUZ SÁNCHEZ QUIÑONES
Asesora

MINERÍA

13 **Optimización de la recuperación de mineral mediante simulación operativa con Gemelo Digital de operación mina**
Fernando Enrique Sagastegui Ayala

21 **Minería Inteligente: De los Datos a las Decisiones en Tiempo Real**
Víctor Andrés González Céspedes

33 **Optimización de las actividades de perforación y voladura en operaciones mineras mediante la implementación de soluciones automatizadas para el diseño de perforaciones tangenciales**
Solange Ríos

43 **Modelación Numérica de Interacción entre una Mina a Cielo Abierto y Cavidades Subterráneas Pre-existentes**
Fernando Fernández

53 **Voladura masiva del rebaje 180 H en Mina Las Cuevas: diseño, implementación y resultados**
Sergio Zamora Martínez

62 **Estimación de daño provocado por voladura mediante análisis numérico**
Maricarmen Manuel Arguelles

68 **Near-Field Modelling and Fragmentation**
Ricardo Medina Gracía

78 **El uso de gemelos digitales para el estudio de vibraciones por voladura en operaciones de minería subterránea**
Víctor Cortes Hernández

87 **Desarrollo de una aplicación con integración de inteligencia artificial para la optimización del ciclado de rebajes por corte y relleno en minería subterránea**
Ricardo Solís Rodríguez, Héctor Salvador Konishi Guzman

94 **Impacto de la pendiente de rampas en el diseño de tajo final y su relación con las reservas totales minables**
Dora Elia Pérez Reyes

99 **Optimización Inteligente de Ciclos Mineros mediante Análisis de Rutas, Machine Learning y Visualización Estratégica**
Andre Palomino Jove

103 **Banda transportadora Guajes, Construcción**
Eliot A. Carrillo Madrigal

110 **Control de la Dilución en vetas angostas explotadas en calidad de roca Mala utilizando el método SLS en Mina Las Chispas**
Arturo Martín Ramos Yataco

118 **Controles de estabilidad en obras con estallamiento de roca**
José Luis Flores

125 **Modelo Numérico Tridimensional para Evaluar la Estabilidad Debido a la Ocurrencia de Eventos de Subsidencia en una Mina Subterránea**
Fernando Fernández

134 **Importancia en la estimación de mecanismos fuente para el monitoreo sísmico en mineria subterránea. Caso: Minera Juanicipio**
Marlen Santa Cruz Guevara

143 **Preconsolidación de contrapozo con resina**
Anthony Ferrenbach

147 **Análisis de Sismicidad Rebaje 25-20 Unidad Minera Charcas**
Diego César Navarro Hernandez

METALURGIA

156 **Impacto de la Clasificación de Consecuencia en el Diseño de Infraestructura Hidráulica para Presas de Jales**
Yazmin Azalea Acosta Rodríguez

166 **Impacto en la Operación del Molino SAG 30'x14.1' en Minera Buena Vista del Zinc por el Reemplazo del Sistema de Descarga Radial por Descargador Curvo**
Enrique Alberca

176 **Remoción de F del concentrado de Zn de Mina Cerro Los Gatos mediante lixiviación ácida**
Antonio Jorge Daniel Gallegos Silahua

185 **Mineralogía Aplicada Casos de Estudio**
Saúl Ortiz Landeros

195 **Mejoras técnicas y operativas en la molienda SAG: Diez años de crecimiento en Minera Roble**
Alfredo Ibarra

208 **Simulación CFD para el Diseño y Optimización del sistema de descarga por parrilla para molinos de bolas**
Rubén Urias, José Ángel Delgadillo

215 **Uso del D2020 como depresor de cobre alternativo al NaSH en la flotación de Molibdeno: Efecto de iones Cu2+ en solución con tioles**
Hazel René Gallegos Moreno

225 **Evaluación Integral de Floculantes y Parámetros Operativos para la Mejora de la Sedimentación en Plantas de Beneficio**
Eduardo Carrizales

234 **Caracterización electroquímica y lixiviación de escorias Au-Ag en el sistema tiosulfato, utilizando voltametría cíclica con electrodos de pasta de grafito**
Enrique Elorza Rodríguez

248 **Comparación del proceso de lixiviación de jales antiguos de flotación utilizando cianuro de sodio y tiosulfato de sodio como agentes lixiviantes**
Estefania Mendez Limón

256 **Remoción de cobre en una solución cianurada para una operación de lixiviación en montones: proyecto PECUS**
Emilio Segovia Segovia

264 **Mejora del grado y recuperación de un mineral Cu-Mo a través de la medición de la química de la pulpa.**
Rocio Santos

270 **Unlocking value at Fresnillo's refractory Orisyvo gold project with Metso's BIOX® technology: Development trajectory from conceptual evaluation through to Pre-feasibility study (PFS) status**
J. Francisco García Juárez

281 **Aplicación de procesos metalúrgicos para la extracción y recuperación de metales a partir de escorias de fusión**
Rodrigo Martínez Peñuñuri

288 **Inyección de Microburbujas para Recuperación de Partículas Finas de Molibdeno en Banco Agotativo de Flotación Primaria de Separación Cu-Mo**
Raúl Piñeyro Félix

296 **Monitoreo Inteligente y Predictivo de Espesadores Industriales: Integración de Sensores IIoT y Analítica Avanzada**
Catalina Urrejola

306 **Síntesis y caracterización de compositos silice-magnetita (GMS-Nx-Fe) y su uso en la remoción de oro en sistemas acuosos**
Ma. Mercedes Salazar Hernández

GEOLOGÍA

318 **Geoquímica y petrografía de los intrusivos del extremo meridional de la Provincia Alcalina Oriental Mexicana en la zona Otontepec–Álamo, Veracruz**
Hugo Obed Salas Sandoval

329 **Modelación de horizontes potenciales para la generación de hidrocarburo en miembro Superior e inferior de la Fm. Eagle Ford, Noreste de México**
Elsa Sofia Oñate Reyna

341 **Caracterización mineralógica y textural para cuerpos de reemplazamiento Pb-Zn en el yacimiento de Tayahua.**
Edson Alejandro Sánchez Arévalo

349 **Evolución Tectónica y Magmática de la Caldera Sierra de Hechiceros, Coahuila,comparativo con las provincias Sierra Madre Occidental y Trans-Pecos (Texas)**
Sandra Lizeth Islas Arellano

359 **Diferenciación magmática empleando magnetometría y espectrometria gamma aérea de alta resolución en el área de Ocampo, Coahuila.**
Juan Diego Martínez Márquez

369 **Caracterización geológica y modelo magmático-hidrotermal para el yacimiento El Arco, Baja California, México**
Miguel Alan Aviles Cordova

380 **Los Modelos Hidrogeológicos Conceptuales, Aplicación y Utilidad en los Estudios del Agua Subterránea y Minería, Caso de Estudio; Acuífero Silao-Romita. Guanajuato.**
Guadalupe Ibarra Olivares

390 **Primeras evidencias de posible mineralización potencialmente económica asociada al Protogolfo de California, en Sonora.**
Erik Javier Rios Laguna

398 **Mapa geocronológico de México: La importancia de la geocronología en los estudios de cartografía y exploración geológica.**
Esmeralda Martínez Sánchez

407 **Depósitos estrato ligados: su relación de génesis con sistemas magmáticos-hidrotermales. Una Visión de Campo**
Mario Alfaro

426 **Exploración geoélectrica en la mina Cerro Prieto. Sonora, México**
Jesús Galván Pineda y Omar Tadeo Nevarez

433 **Mapeo de prospectividad mineral con Machine Learning y fusión sensorial: caso área San Felipe**
Salvador Ascencio Ornelas

441 **Zonas potenciales para el almacenamiento geológico de CO_2 en capas de carbón de la Fm. Olmos, Noreste de México**
Genaro De la Rosa Rodríguez

452 **Automatización en la Digitalización de Mapeo Geológico mediante el Análisis de Imágenes**
Ana Karen Hernández Zavala

456 **Modelo 3D aerogeofísico de Sierra del Nido, Chihuahua**
Tania Vita Hernández Reyes

467 **Panorama general del patrimonio geológico y los sitios de interés en México**
Lucero Adriana Mendoza Gutiérrez

475 **Geologia y mineralización del Skarn La Colorada (Zacatecas, México)**
Dante Juárez

494 **Contrastes Mineralógicos en La Veta Rosario, Distrito Minero de Pachuca-Real del Monte, Estado de Hidalgo**
Victor Ramírez López

TEMAS GENERALES

505 **Casco de Plata.** Minería Subterránea hasta 500 Trabajadores.
Asientos, Minera Real de Ángeles. Minera Frisco.

513 **Casco de Plata.** Minería Subterránea más de 500 Trabajadores.
Distrito Santa Elena. Nusantara De México. First Majestic Silver Corp.

524 **Casco de Plata.** Minería a Cielo Abierto más de 500 Trabajadores.
Mulatos, Minas de Oro Nacional. Alamos Gold

538 **Casco de Plata.** Minería a Cielo Abierto hasta 500 Trabajadores.
Mina La India, Sonora. Agnico Eagle Mines

545 **Casco de Plata.** Plantas Metalúrgicas y Fundiciones hasta 500 Trabajadores.
Planta ESDE, Operadora de Minas de Nacozari. Grupo México.

556 **Casco de Plata**. Plantas Metalúrgicas y Fundiciones más de 500 Trabajadores.
Química del Rey, Industrias Peñoles

570 **Metales Estratégicos: la oportunidad de México.**
Pedro Rivero

579 **La próxima revolución minera: Inteligencia en acción**
Osvaldo Travieso Manso

607 **El Silicio y Otros elementos para microchips**
Flor de María Harp Iturribaria

620 **Hacia dónde va el liderazgo en minería en tiempos actuales**
Manuel Yescas Alvarado

636 **Expansión con propósito: el modelo de prosperidad compartida de Torex Gold**
Faysal Rodríguez

MEDIO AMBIENTE

644 **Heliostar Ana Paula: nueva ruta hacia un desarrollo sostenible**
Hernan Dorado Smith, Gonzalo González Valdovinos

647 **Minería Artesanal con Mercurio. Retos y Cifras**
Pedro Martínez Murillo

656 **Una nueva propuesta metodológica para la jerarquización de los pasivos ambientales mineros**
Ángel Uriel Guillén Lozano

664 **Efectos potenciales de ampliación y cierre de minas subterráneas en la operación y en el medio ambiente. Caso de estudio de una mina en Perú**
Miguel Mendoza

680 **Assessing the Concentration of CO_2 in Coal using Raw Volumetric Sorption Data: Importance and Challenges**
Yuriko Yarel Bueno Yamamoto

689 **Evaluación de la pertinencia de un proceso ambientalmente sustentable para la limpieza del agua retenida en un tajo de carbón**
Diego Martínez Carrillo

699 **Minería escencial en el combate al cambio climático**
Octavio M. Alvídrez O.

717 **Fijación química de suelos contaminados con arsénico y otros elementos potencialmente tóxicos**
José Luis Hernández Michaca

728 **Restauración Geomorfológica de WRF en una antigua mina en los Andes del Perú**
Alfredo Gallardo

739 **Aplicación de la termografía infrarroja como criterio de regulación climática de sitios mineros en proceso de restauración ambiental**
Jesús Israel Téllez Hernández

748 **How can lubricants and lubrication help in the sustainability journey of the mining sector?**
Augusto Fernandes

757 **Propuesta de un marco multicriterio para la selección de alternativas de remediación de drenaje ácido de mina en México**
María Isabel Tovar Villafaña

TRABAJOS POSTER

766 **Caracterización de la recuperación de oro y plata de un mineral refractario mediante cianuración convencional**
Alberto Sánchez Amaya

767 **Estudio de la depresión selectiva de esfalerita-pirita con biopilímero f-250 en presencia de iones Cu^{2+} y Ca^{2+}**
Andrea Vanessa Silva Ramírez

768 **Industria 4.0 aplicada en Minería (Equipos de Rezagado y Acarreo de material)**
Carlos David Reyes Escamilla

769 **Monitoreo con Drones de Subsidencias de Minado Block Caving**
Christian Rico

770 **Interferometría satelital radar InSAR: hacia un estándar minero de control remoto de la estabilidad del terreno**
Ciscu Sánchez

771 **Mineral cuarzo como atenuador contra neutrones**
Claudia Angélica Márquez Mata

772 **Evaluación de espumantes Transfoamer en un proceso de flotación plomo-cobre**
Edgardo Manuel Roberto

773 **Implementación de Mantenimiento 4.0 (Híbrido) en Camiones de Acarreo de Mineral**
Elvis David Palomares Quintanilla

774 **Desarrollo de obra minera a través de una potente falla geológica de muy pobre calidad.**
Ernesto Martínez Colmenares

775 **Distribución tipológica de los depósitos minerales en la República Mexicana**
Guadalupe Sinai Jiménez Jiménez

776 **Prospección de litio en el Salar de La Unión, Ahumada, Chihuahua ¿Depósitos en salmuera en el norte de México?**
Héctor Montes Carreón

777 **Segunda Etapa Implementación de Molienda Fina en Planta de Beneficio Distrito Santa Elena: El Papel Crucial de Filtración**
Hugo Soto Flores

778 **Litio en México: potencial geológico y exploración**
Jorge Jaime Mengelle López

779 **Minerales críticos y estratégicos, pilares fundamentales para la transición energética**
José Guadalupe Cavazos Tovar

780 **Cianuración de un mineral con alto contenido de oro**
Dr. Juan Antonio González Anaya

781 **Implementación del Estándar Global de Gestión de Relaves para la Industria Minera (GISTM) en Presas de Jales**
Julian Luzania

782 **Controles Volumétricos en la Industria Minera: Retos y Oportunidades Fiscales**
Luis Antonio Andrade León

783 **Simulación del proceso de recuperación de litio a partir de baterías vía electroósmosis**
Luis S. Terán Basilio

784 **Ecolix-Gold como reactivo alterno al cianuro de sodio en la extracción de oro y plata.**
Ma. Teresa Pineda Méndez

785 **Identificacion de minerales de alteración utilizando espectroradiómetro portátil**
Marco Antonio León Miramón

786 **Protección de fauna silvestre en la Unidad Minera San Dimas**
Marcos Rivas García

787 **Uso del analizador de fluorescencia de Rayos X: para Identificar anomalías geoquímicas en la prospección minera.**
Mario Alexis Copca Ortiz

788 **Proceso secuencial EDTA-2Na/Tiosulfato para la recuperación de Ag. Solución para pirolusita refractaria.**
Martín Caudillo González

789 **Impacto de la Modernización con Center Launder de Metso en Plantas Concentradoras**
Mercel Mendivil

790 **Técnicas de cierre progresivo de depósitos de Jal Filtrado**
Pedro Víctor Hugo Porcayo Beiza

791 **Exploración de Mineralización de Elementos de Tierras Raras (ETR) en Pegmatitas mediante Prospección Radiométrica y Magnética Aérea, y Técnicas de Geología de Campo en el Centro-Oeste de Oaxaca, México**
Perla Rodríguez Contresas

792 **Aplicación del Colector AEROPHINE ® 3420 en la Flotación de Piritas para la Optimización de la Recuperación de Au y Ag en Minera Fresnillo, Zacatecas**
René Castillo

793 **Full Tensor Gradiometry delineation of Maximum Horizontal Stress (SHmax) through the manifestation of alteration and dissolution karsting**
Richard Alan Morgan

794 **Emisión y transferencia de contaminantes en la minería mexicana**
Ruth Robles Berumern

795 **Nuevo proceso de flotación selectiva de molibdenos sin riesgo de generación de H2S**
Salvador Gonzálezen minería Capela, Grupo Peñoles

796 **Five strategic patterns for mining digital transformation**
Vitor Bueckmann

797 **Reemplazo de líneas de conducción para ácido sulfúrico**
Daniel Palma

798 **Análisis de Estabilidad de un Depósito de Estériles Adyacente a una Mina a Cielo Abierto**
F. Fernández

799 **Optimización del proceso de flotación en Minera Capela, Grupo Peñoles**
Jaime Navor

MINERÍA

Optimización de la recuperación de mineral mediante simulación operativa con Gemelo Digital de operación mina

Autores: Flor Tatiana Vargas Cuellar, Juan Manuel Mansilla Olivas, Fernando Enrique Sagastegui Ayala

Entidad de Adscripción:
ASTAY SYSTEMS, S.A.C
Correo: fvargas@astaysystems.com

RESUMEN

Las operaciones mineras a tajo abierto presentan una creciente complejidad técnica y operativa, especialmente en lo referente a la planificación de fases de minado que impactan directamente en el desempeño metalúrgico. En este contexto, los gemelos digitales han emergido como herramientas clave para integrar datos operativos, modelos geológicos y simulaciones, permitiendo una toma de decisiones más informada y adaptable a la variabilidad del entorno minero.

Este trabajo describe la aplicación de un gemelo digital denominado DataTwin para evaluar y proponer una nueva estrategia de secuenciamiento de minado en una operación real. Uno de los principales desafíos identificados fue la presencia heterogénea de pirita (FeS_2), un mineral sin valor económico que afecta negativamente la recuperación de cobre durante la flotación. Bajo el esquema de planificación tradicional, no se controlaba esta variable, lo cual generaba una alta variabilidad en los resultados metalúrgicos.

A través del gemelo digital, se construyeron y simularon dos escenarios operativos: uno basado en el plan tradicional de mina y otro con un secuenciamiento adaptado que incorporaba restricciones geometalúrgicas enfocadas en la distribución de pirita. Ambos escenarios fueron evaluados bajo las mismas condiciones operativas, utilizando datos reales de minado, recuperación y desempeño de planta.

Los resultados demostraron que, si bien la recuperación promedio de ambos escenarios fue similar, el enfoque asistido por el gemelo digital permitió reducir significativamente la desviación estándar de recuperación (de 3.3% a 1.14%), logrando así una mayor estabilidad metalúrgica. Esta estabilidad resulta crítica para reducir el consumo de reactivos, minimizar pérdidas de cobre y garantizar un tratamiento más predecible del mineral.

La evidencia obtenida valida el uso de simulaciones basadas en bloques enriquecidos con variables geometalúrgicas como una estrategia eficaz para diseñar planes de minado más robustos, mejor alineados con los objetivos operacionales y metalúrgicos de la planta.

ABSTRACT

Open-pit mining operations are increasingly facing technical, geological, and operational complexities. As the demands for efficiency, sustainability, and profitability grow, so do the challenges related to mine planning and execution. In response, the mining industry has begun adopting technologies that enable data-driven decision-making through simulation and predictive analytics. Among these technologies, digital twins have emerged as integrative platforms that combine operational data, geological models, and analytical algorithms to create a dynamic virtual representation of mining operations.

In this context, the digital twin was developed and implemented to support tactical and strategic decision-making in open-pit mining. This solution enabled the simulation of medium-term operational scenarios, incorporating key geometallurgical variables. The core challenge addressed in the evaluated operation was the variable presence of pyrite (FeS_2), a common sulfide in porphyry copper deposits that negatively impacts copper flotation recovery and increases reagent consumption when not properly managed.

Using the digital twin, two mining polygons were analyzed over a ten-hour operational window. In the baseline scenario, which followed a traditional mining sequence, the pyrite content increased progressively throughout the

shift, resulting in a decline in average recovery and greater variability. In contrast, a redesigned mining sequence was proposed using the digital twin's simulation capabilities, allowing the generation of a selective mining plan that prioritized zones with favorable mineralogical profiles.

Both scenarios were simulated under identical production rates and constraints. Although average recovery rates were similar, the selective plan significantly reduced variability: standard deviation dropped from 3.3% to 1.14%, improving operational stability and metallurgical control. This case study demonstrates the value of digital twins in integrating geometallurgical constraints into mine planning, enabling a shift from tonnage-driven operations to quality-focused strategies.

The results validate the role of digital twins as tactical tools for anticipating geometallurgical impacts, optimizing mining sequences, and supporting more robust, technically informed decision-making.

1. Introducción

Las operaciones mineras a tajo abierto enfrentan una creciente complejidad técnica, geológica y operativa. A medida que se incrementan las exigencias sobre eficiencia, sostenibilidad y rentabilidad, también lo hacen los desafíos vinculados a la planificación y ejecución de los procesos de minado. Estas condiciones han impulsado la adopción de nuevas tecnologías en la industria minera, especialmente aquellas orientadas a mejorar la toma de decisiones mediante el uso de datos, simulaciones y análisis predictivo (Asad y Topal, 2011).

Entre estas tecnologías, los gemelos digitales han ganado protagonismo como herramientas integradoras de datos operativos, modelos geológicos y algoritmos analíticos que permiten representar digitalmente la realidad dinámica de una operación minera. (El Bazi et al., 2023). En este contexto, se desarrolló e implementó el gemelo digital DataTwin, diseñado para apoyar la toma de decisiones estratégicas y tácticas en minería a tajo abierto. Esta solución permitió construir y simular escenarios operativos alternativos de mediano plazo, con enfoque en la planificación minera integrada a variables geometalúrgicas clave.

Uno de los principales retos identificados en la operación analizada fue la presencia variable de pirita (FeS_2) en los polígonos de explotación. La pirita, si bien es un sulfuro común en yacimientos tipo pórfido cuprífero, no aporta valor económico directo y puede comprometer la eficiencia metalúrgica al interferir con la flotación del cobre (Davalos, 2018). En el escenario base de planificación de mina, no se aplicaban restricciones geometalúrgicas específicas sobre esta variable, lo que generaba caídas puntuales en la recuperación de cobre y un aumento en el consumo de reactivos. Este comportamiento motivó la búsqueda de alternativas que permitan controlar su distribución durante el minado.

En este contexto, la capacidad de simular diferentes estrategias de minado con base en modelos predictivos de recuperación metalúrgica se presenta como una ventaja significativa. Estas simulaciones permiten anticipar el impacto operativo de variables como la distribución de minerales contaminantes, optimizando la selección de fases y polígonos a explotar (Souza et al., 2010). El uso de modelos dinámicos también facilita la comparación entre planes alternativos bajo criterios técnicos y económicos, superando las limitaciones de una planificación estática. Esta capacidad resulta especialmente útil en escenarios donde pequeñas variaciones en la ley o mineralogía pueden generar desviaciones relevantes en los resultados metalúrgicos.

Además, la incorporación de criterios geometalúrgicos en la planificación minera ha demostrado ser una práctica eficaz para reducir incertidumbres y estabilizar el desempeño metalúrgico de planta (Moradi y Askari, 2019). Considerar no solo las leyes de cabeza, sino también las características mineralógicas, permite tomar decisiones más alineadas con los objetivos de recuperación y eficiencia global del proceso. La integración de estos factores en un entorno digital y simulable representa un avance concreto en la transición hacia una minería más inteligente y adaptativa.

El objetivo de este trabajo fue evaluar el impacto de un nuevo secuenciamiento de minado propuesto a partir del análisis del gemelo digital, con énfasis en la simulación de la recuperación metalúrgica en función de los niveles de pirita. A través de esta solución, se buscó comparar el comportamiento metalúrgico entre el plan operativo original y un escenario alternativo, demostrando cómo el uso

de modelos predictivos y herramientas de simulación puede contribuir a una planificación más robusta y técnicamente informada.

2. Metodología

En la presente investigación se seleccionaron 2 polígonos de minado para el área de estudio. Además, se desarrolló a lo largo de un periodo aproximado de una semana, durante el cual se integraron múltiples fuentes de datos relevantes para el análisis de la estrategia de minado y su impacto sobre la recuperación metalúrgica. Las variables clave consideradas fueron:

- Modelo de bloques (leyes, contaminantes, recuperación)
- Polígonos de minado (Ubicación)
- Ciclos de acarreo (origen–destino, tiempos, leyes, toneladas)

La información fue consolidada en el gemelo digital, integrando datos estructurados desde sistemas fuente como planeamiento, flota, geología y planta, asegurando su trazabilidad y consistencia espacial.

En una siguiente etapa, se analizó el desempeño del enfoque tradicional de secuenciamiento de minado aplicado en el área evaluada. Este enfoque se caracteriza por priorizar el avance lineal del frente de minado, condiciones operativas y el cumplimiento de metas de tonelaje hacia planta, sin una evaluación detallada de la composición geometalúrgica del material ni de su efecto sobre la eficiencia metalúrgica.

Bajo esta lógica, la asignación de equipos de carguío y acarreo no considera variables como la presencia de arcillas, el contenido de contaminantes (FeS_2) o el comportamiento histórico de recuperación asociado a ciertos dominios geológicos. El material es despachado con base en disponibilidad operacional y metas de producción, generando una posible variabilidad no controlada en la alimentación a planta.

Para evaluar este enfoque, se recurrió a visualizaciones desarrolladas en el entorno del gemelo, integrando información del modelo de bloques, polígonos de minados, datos de carguío real y recuperación efectiva.

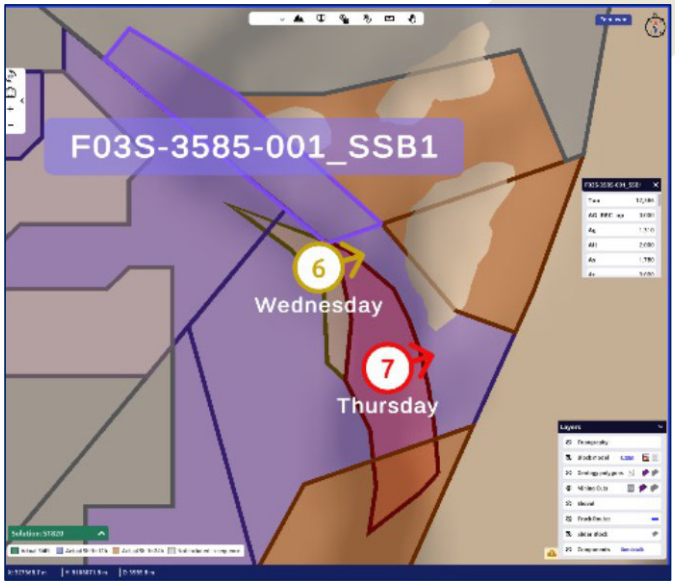


Ilustración 1: plataforma del gemelo

Estas visualizaciones permitieron identificar desviaciones entre lo ejecutado y la estrategia de minado asistida por el gemelo, así como su impacto en los KPIs metalúrgicos.

Los principales elementos analizados fueron:

- La distribución geoespacial de elementos críticos como arcillas y Fes_2, en relación con el material efectivamente cargado.
- La correlación entre los polígonos minados y la recuperación metalúrgica registrada, identificando patrones de pérdida de eficiencia asociados a ciertas zonas o decisiones operativas.

Este análisis permitió establecer una línea base sobre la cual comparar el impacto del enfoque propuesto, basado en la utilización táctica del gemelo digital para optimizar la secuencia y calidad del minado. La representación de los 2 polígonos de minado junto con su secuencia de minado actual se aprecia en la ilustración 2.

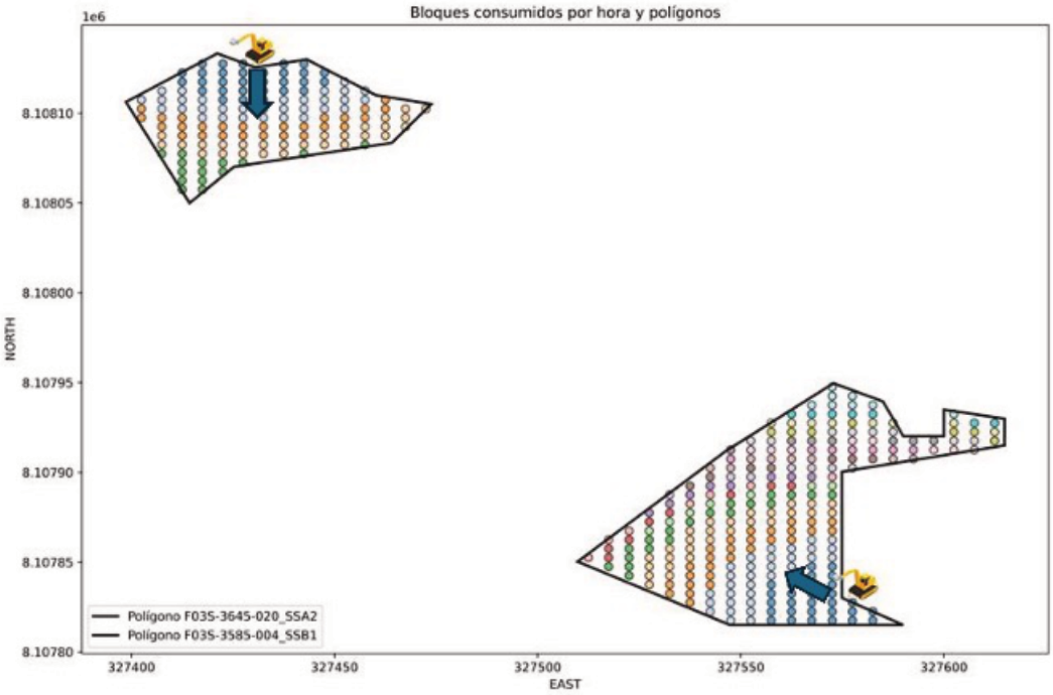


Ilustración 2: Minado tradicional de polígonos

Posterior al análisis del enfoque tradicional, se procedió a diseñar una estrategia de minado selectivo basada en el uso del gemelo digital como herramienta de integración, simulación y soporte táctico para la toma de decisiones operativas. Esta etapa tuvo como objetivo anticipar el impacto geometalúrgico del mineral sobre la recuperación en planta y, en función de ello, reconfigurar el secuenciamiento de minado para optimizar los resultados metalúrgicos sin comprometer la continuidad operacional.

El gemelo digital permitió operar con una representación virtual y dinámica del sistema mina-planta, facilitando la incorporación de variables geológicas, metalúrgicas y operativas en un entorno tridimensional interactivo. Esto hizo posible pasar de una lógica de producción centrada en tonelaje a una gestión basada en calidad y aporte metalúrgico del mineral.

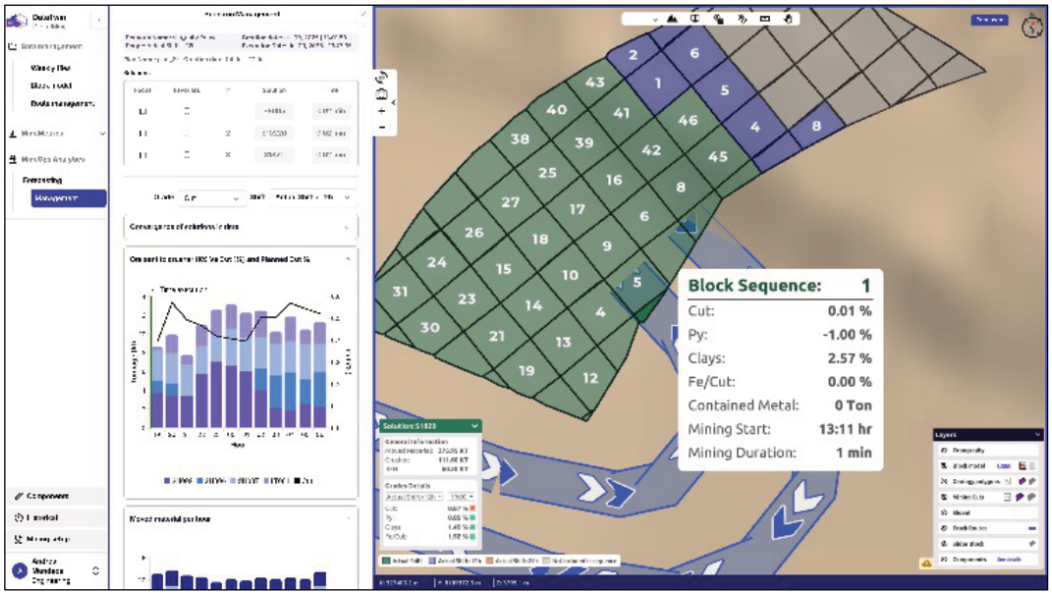


Ilustración 3: Representación virtual del gemelo

La propuesta técnica incluyó los siguientes elementos clave:

- Uso del modelo de bloques enriquecido con variables geometalúrgicas relevantes, tales como ley de cobre, FeS_2, presencia de contaminantes como arcillas y factores de recuperación estimados por dominio geológico.
- Reestructuración del orden de minado de polígonos, priorizando zonas con mejor comportamiento proyectado en planta, y minimizando el envío de material con alto riesgo de afectar la recuperación.
- Evaluación de escenarios simulados mediante el gemelo digital, integrando datos históricos de planta, trayectorias de carguío y distribución de mineral para estimar el rendimiento global ante diferentes combinaciones de origen.
- Introducción de restricciones operativas dinámicas, tales como la priorización o exclusión de rutas de acarreo hacia ciertos destinos, capacidad de procesamiento de chancado, tiempos muertos de los equipos y restricciones del tipo de material que acepta chancadora, en función de las condiciones de blending, tolerancia de planta y disponibilidad de equipos.

Esta estrategia fue validada en un periodo de una semana, utilizando datos reales de producción y recuperación, permitiendo comparar el desempeño del enfoque tradicional con la propuesta asistida por el gemelo digital. La representación de los 2 polígono con la secuencia de minado propuesta se aprecia en la ilustración 4.

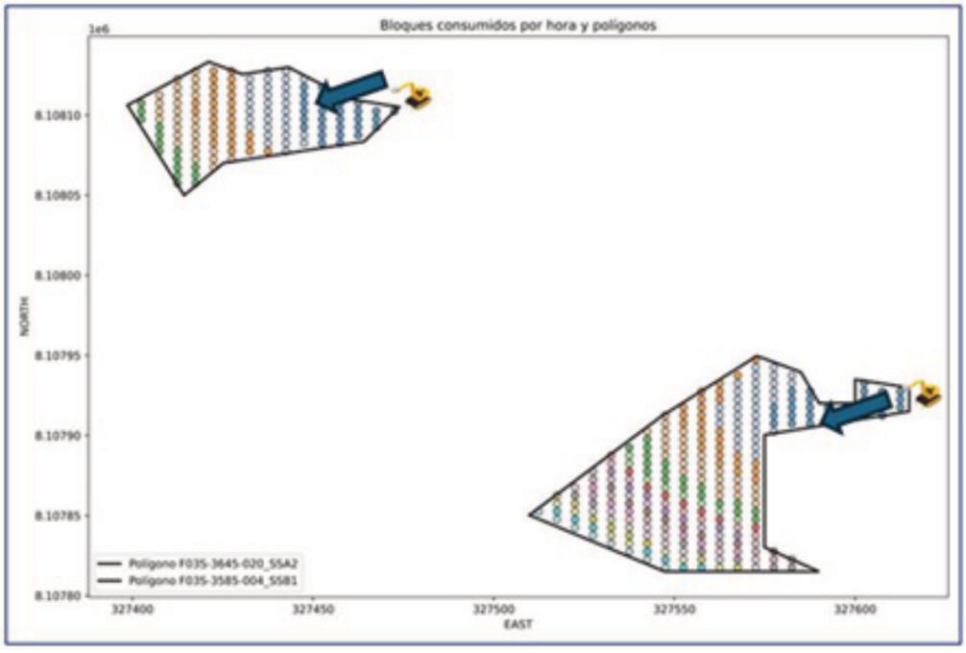


Ilustración 4: Minado selectivo propuesto

Esta metodología describe cómo el gemelo digital recibe datos, define bloques de minado y simula diferentes secuencias de minado según contaminantes críticos como FeS_2. La bifurcación en dos escenarios permite evaluar su impacto en recuperación y estabilidad de planta, facilitando una toma de decisiones informada.

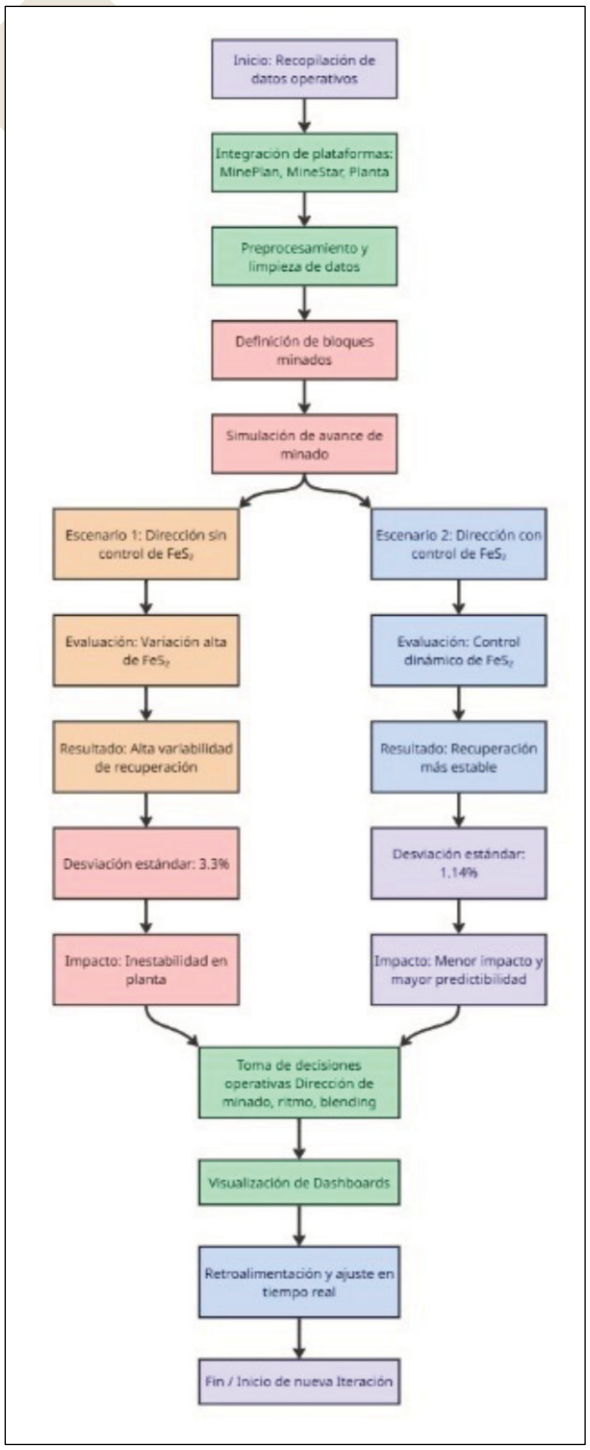


Ilustración 5: Metodología

3. Resultados

Como se aprecia en las ilustraciones 6 y 7, han generado dos escenarios de secuencia de minado utilizando bloques minados y simulación de dirección operativamente viable. Ambos casos consideran una misma velocidad de minado (6,000 toneladas por hora) y una duración total de 10 horas, bajo supuestos idénticos de disponibilidad y mantenimiento.

- **Escenario 1:** dirección de minado sin control explícito de FeS_2.
- **Escenario 2:** dirección de minado adaptada con estrategia de blending para controlar FeS_2.

En ambos escenarios, los polígonos fueron completamente minados y enviados a chancado dentro del plazo establecido. Sin embargo, los resultados muestran diferencias significativas en términos de comportamiento operativo:

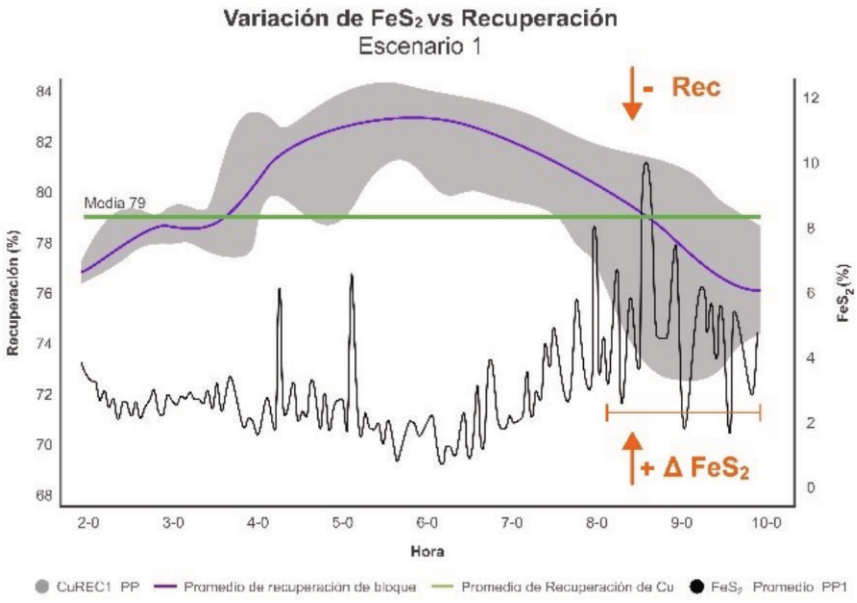


Ilustración 6: Escenario 1

Se observa un incremento progresivo del parámetro FeS_2 en el transcurso del minado, lo que se traduce en una disminución sostenida de la recuperación metalúrgica promedio y una alta variabilidad en dicha recuperación. Esta condición representa un riesgo operativo en planta, donde la inestabilidad afecta directamente la eficiencia y los costos de tratamiento.

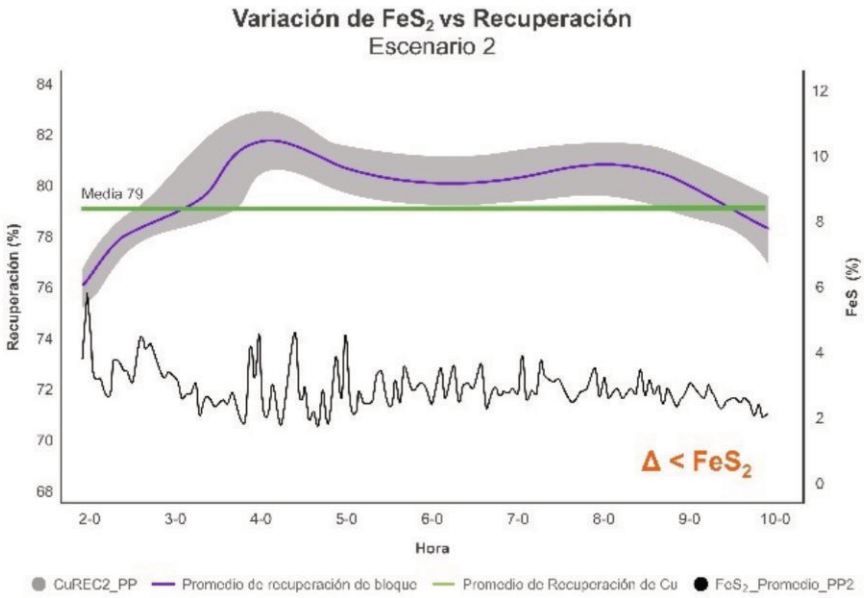


Ilustración 7: Escenario 2

La variación de FeS_2 es considerablemente menor. El control sobre esta variable permitió mantener una recuperación más estable, cercana a la media objetivo de 79%, reduciendo significativamente la desviación estándar y, por ende, los impactos negativos en planta.

En ambos escenarios, la recuperación media fue similar, pero las desviaciones estándar marcaron la diferencia: en el Escenario 1 se registró una desviación de 3.3% (con media 76.11%), mientras que en el Escenario 2 fue de solo 1.14% (con media 78.16%). Esta diferencia es crítica desde el punto de vista de estabilidad operacional y control metalúrgico.

La discusión de resultados evidencia que el gemelo digital permite:

- Simular secuencias de minado realistas que optimicen variables metalúrgicas críticas.
- Anticipar desviaciones antes de que ocurran en planta.

Decidir cambios en la dirección o velocidad del minado sin comprometer tonelaje.

4. Conclusiones

- Simulaciones basadas en bloques de minados, permiten tomar decisiones operativas más cercanas a la realidad, evitando soluciones teóricas poco prácticas.
- Minimizar la variabilidad en la recuperación es un objetivo alcanzable mediante estrategias de minado inteligentes, soportadas por el gemelo digital.
- La estabilidad operativa lograda se traduce en mejores márgenes, menor consumo de insumos y cumplimiento de metas productivas.

5. Agradecimientos

Agradezco al equipo de Tecnología de ASTAY por el valioso trabajo en equipo, fundamental para la implementación del gemelo digital presentado. En especial, agradecemos a Roberto Nureña, Andrés Mundaca, Gustavo Lozano, Eugenio Davila, Milagros Palomino e Irving Fernandez por su participación en el modelamiento, simulaciones, integración de datos y la validación del sistema.

Extiendo también mi agradecimiento a nuestros clientes, cuya confianza en nuestras soluciones ha sido clave para llevar esta tecnología al campo operativo. Agradezco especialmente a Juan Mansilla, CTO de ASTAY, por compartir generosamente sus conocimientos y experiencia, impulsando nuestro crecimiento profesional y permitiéndonos alcanzar logros significativos junto a nuestros clientes.

Finalmente, gracias a Sergio Cisneros por su valiosa guía durante la elaboración de este artículo.

6. Referencias citadas

*Souza, M. J. F., de Lima, T. M., & Coelho, I. M. (2010). A model for the production scheduling of an open pit mine with multiple destinations and blending requirements. *Minerals Engineering*, *23*(14), 1163–1171. [https://doi.org/10.1016/j.mineng.2010.07.012]*

*Asad, M. W. A., & Topal, E. (2011). A review of simulation based optimization of open pit mine production scheduling. *The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, *111*(11), 753–763.*

Dávalos Flores, K. (2018). Mineralogía aplicada para resolver la baja recuperación metalúrgica de cobre en el sector sur del proyecto Yanacocha Verde (Publicación Especial N°14). Boletín de la Sociedad Geológica del Perú.

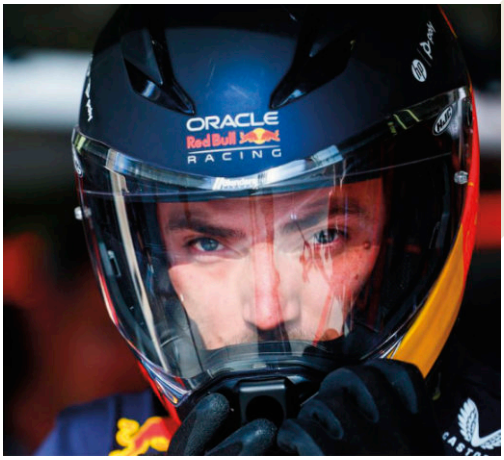
*Moradi Afrapoli, A., & Askari-Nasab, H. (2019). A multi-stage stochastic optimization model for open-pit mine production scheduling under geological uncertainty. *International Journal of Mining Science and Technology*, *29*(1), 113–122.*

*El Bazi, N., El Hadraoui, H., Laayati, O., El Maghraoui, A., Chebak, A., & Mabrouki, M. (2023). Digital twin in mining industry: A study on automation commissioning efficiency and safety implementation of a stacker machine in an open-pit mine. En *2023 5th Global Power, Energy and Communication Conference (GPECOM)* (pp. 238-243). IEEE. [https://doi.org/10.1109/GPECOM58473.2023.10222165]*

MINERÍA INTELIGENTE: De los Datos a las Decisiones en Tiempo Real

Víctor Andrés González Céspedes
Director Arquitectura y Conocimiento

FSI & MULTI
www.linkedin.com/in/victorandresg/



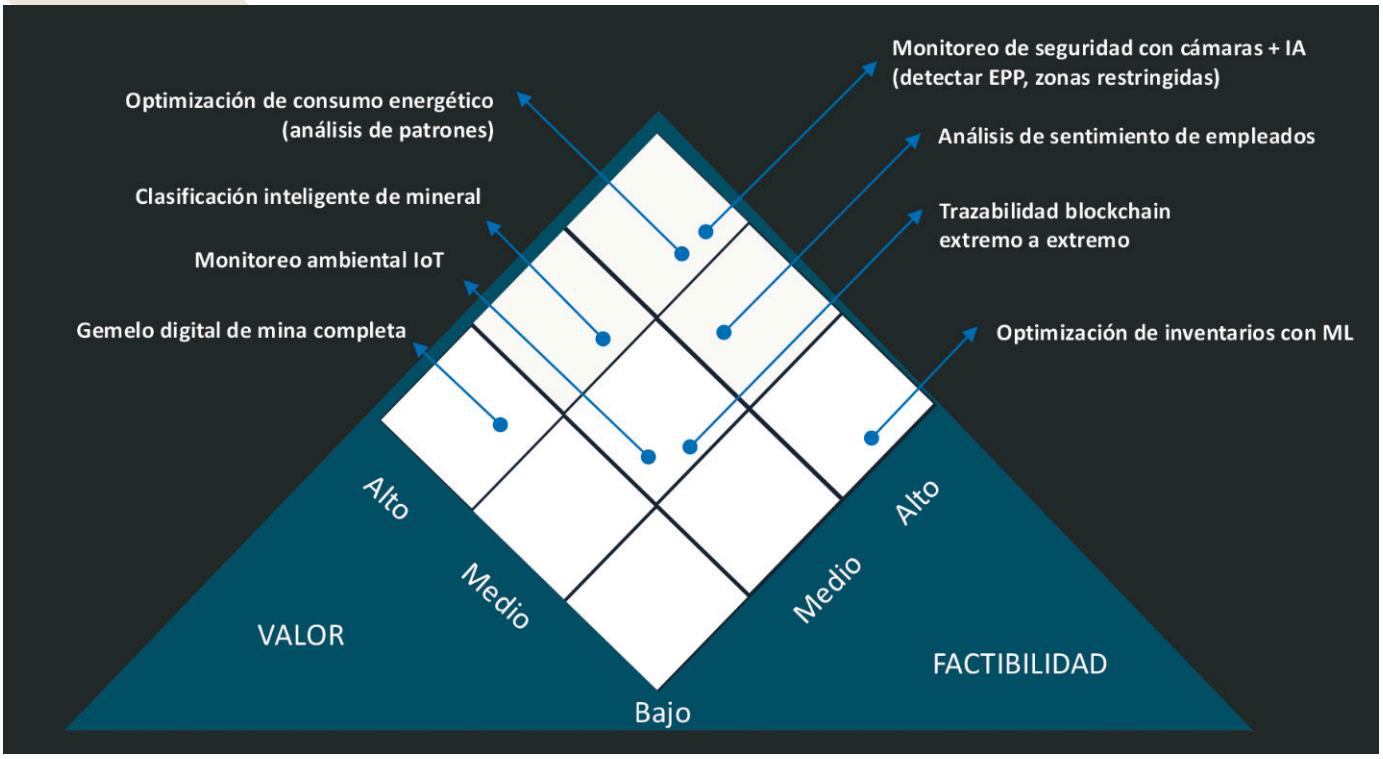
Turning Data into High-Speed Decisions

ELEMENTOS EN COMÚN ENTRE F1 y LA MINERIA

RADIOGRAFÍA TECNOLÓGICA MINERA

Entonces, ¿cómo hacer MÁS con MENOS, más LEJOS, más LIMPIO?

PRISMA DE CASOS DE USO



Edge (en la mina) + Cloud (centralizado) + Híbrido

No todo puede esperar internet

1

Computo donde se necesita

2

AI en tiempo real

Datos Geológicos
Datos Operativos
Financieros
ESG
Empleados
ORACLE

Apps Especializadas

+20 Servicios AI + Generative AI Agents + RAG

GPT Gemini Llama3/4 Grok cohere
Bring Your Own LLM

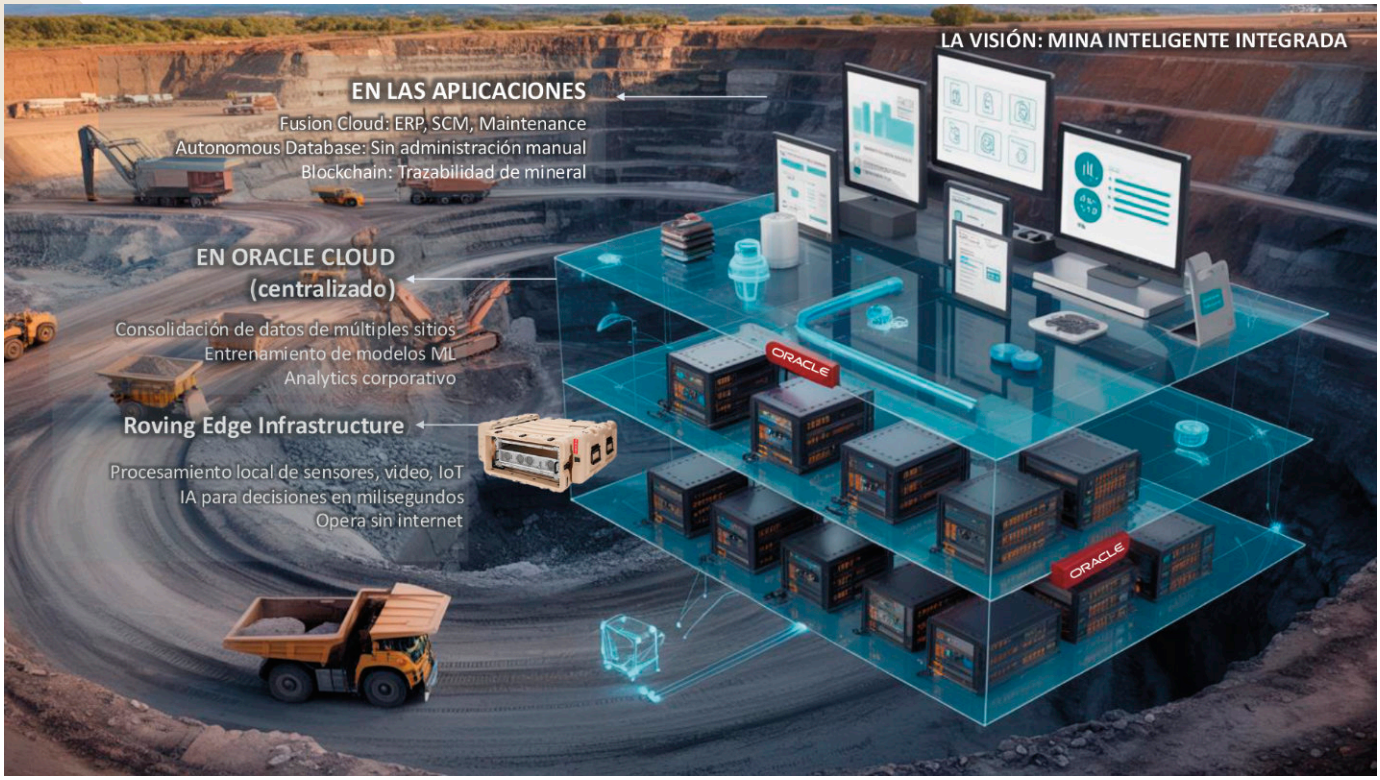
26ai AI Vector Search Select AI

Roving Edge + 168 Regiones OCI offers instances with GPUs
NVIDIA

3

Menos Silos + Integral

Copyright © 2025, Oracle and/or its affiliates. All rights reserved.

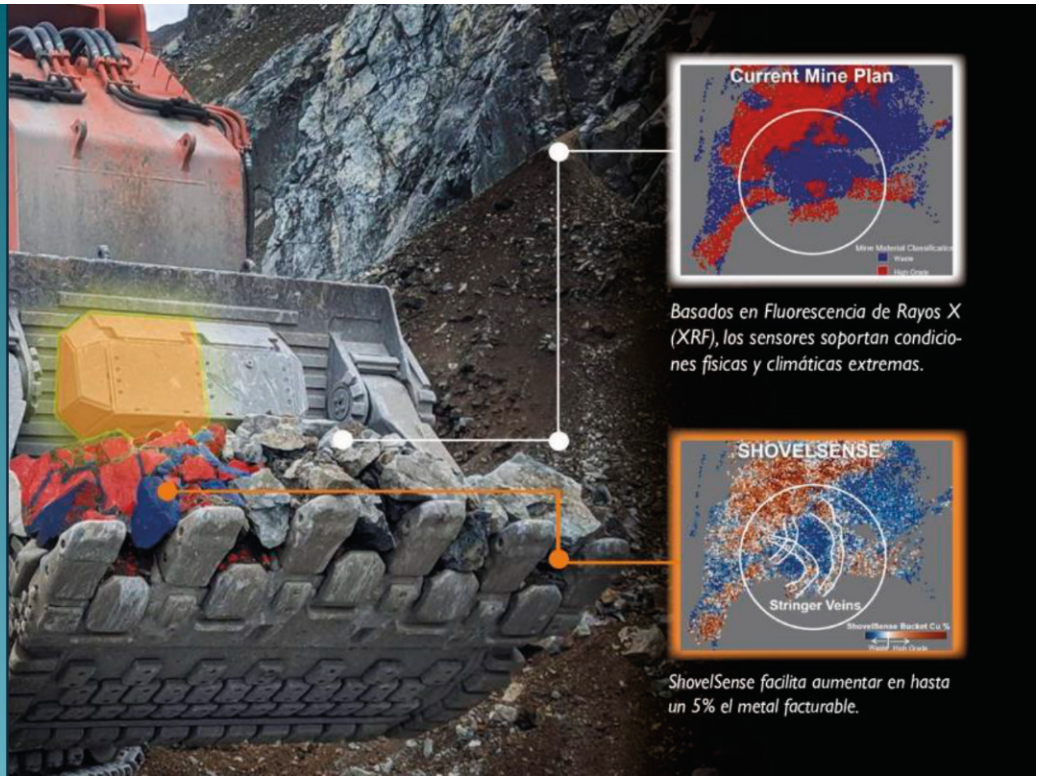


minesense

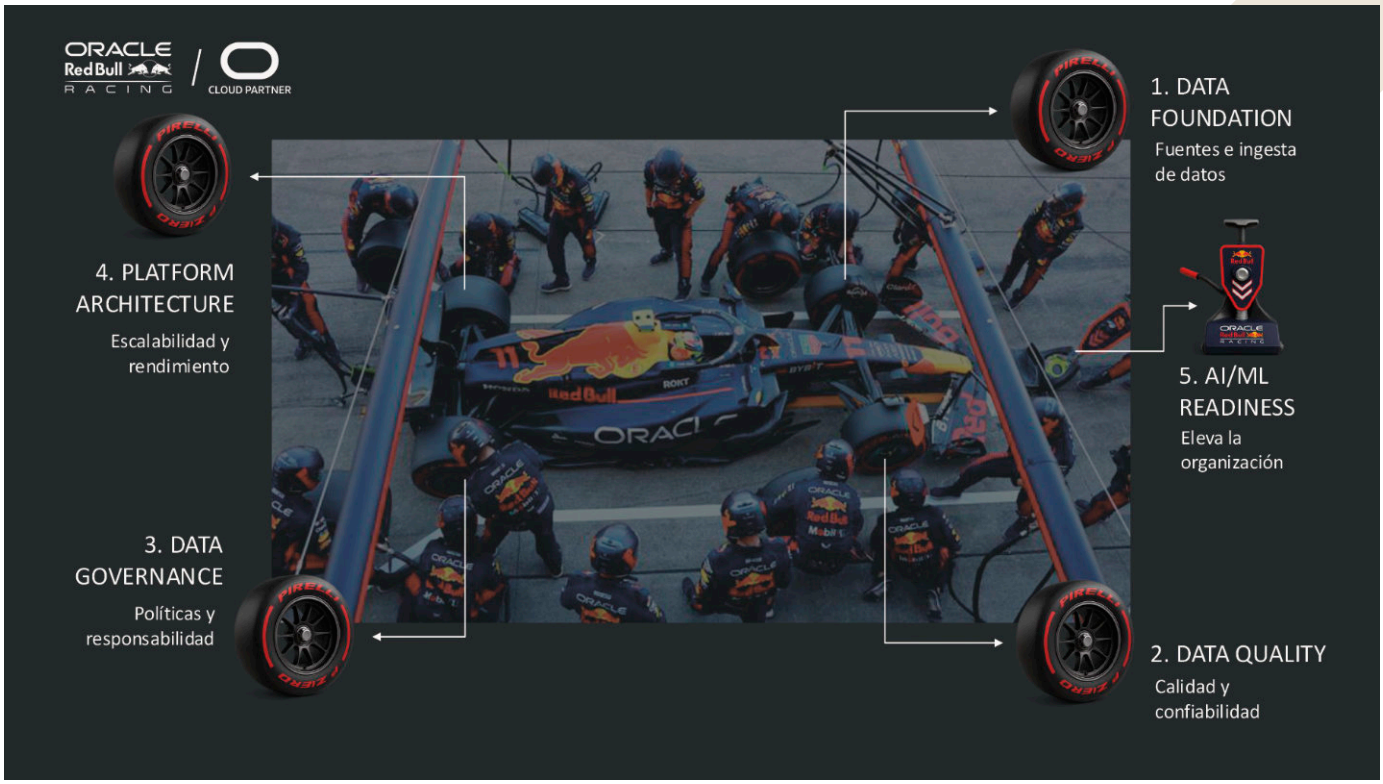
Los datos generados, combinados con algoritmos avanzados de machine learning, están en el núcleo del valor que MineSense ofrece.

La empresa necesitaba una plataforma de datos potente para clasificar el mineral en cada cuchara de la pala.

Su objetivo era optimizar el uso posterior de energía y agua en la extracción del mineral, a la vez que minimizaba los desechos generados.



IMPORTANCIA DE LA ESTRATEGIA DE DATOS PARA LOGRAR ROI EN CASOS DE USO



1. DATA FOUNDATION
Fuentes e ingesta de datos

✓ FUENTES DE DATOS (De dónde viene la información):
- Business Records (ERP, Financiero, Operaciones)
- Aplicaciones (Salesforce, NetSuite, SAP, Workday)
- 3rd Party Data (Market feeds, Oracle Data Cloud)
- Technical Input (Logs, IoT, Streaming, Redes Sociales)

✓ INGESTA (Cómo se conecta):
- Batch Ingestion (Cargas programadas - diarias/horarias)
- Streaming (Tiempo real continuo)
- CDC - Change Data Capture (Solo los cambios)
- Bulk Transfer (Migraciones masivas iniciales)

✓ MEDALLION ARCHITECTURE (Cómo se organiza):
- BRONZE: Datos crudos (raw, sin procesar, "tal cual llegan")
- SILVER: Datos limpios (validados, transformados)
- GOLD: Datos curados (listos para decisiones de negocio)

2. DATA QUALITY
Calidad y confiabilidad

LAS 6 DIMENSIONES CRÍTICAS (6 puntos de inspección)

✓ COMPLETENESS (¿Todos los datos presentes?)
Ejemplo: Clientes sin email

✓ ACCURACY (¿Los datos son correctos?)
Ejemplo: Dirección equivocada

✓ CONSISTENCY (¿Mismos datos = mismo valor?)
Ejemplo: "CDMX" vs "México DF"

✓ TIMELINESS (¿Están actualizados?)
Ejemplo: Inventario Viejo

✓ VALIDITY (¿Cumplen reglas de negocio?)
Ejemplo: Stock negativo

✓ UNIQUENESS (¿Sin duplicados?)
Ejemplo: Cliente repetido 5 veces

3. DATA GOVERNANCE
Políticas y responsabilidad

✓ POLÍTICAS & PROCEDIMIENTOS
Torque correcto
- ¿Quién accede a qué datos?
- ¿Cómo se aprueban cambios?
- ¿Qué pasa cuando falla?

✓ DATA CATALOG
Inventario de llantas
- ¿Qué datos tenemos?
- ¿Dónde están?
- ¿Qué significan?

✓ DATA LINEAGE
Historial llanta
- ¿De dónde vienen?
- ¿Qué transformaciones?
- ¿A dónde van?

✓ DATA STEWARDSHIP
Mecánico responsible
- ¿Quién es DUEÑO dataset?
- ¿Quién responde problemas?
- ¿Quién aprueba accesos?

✓ COMPLIANCE
Regulaciones F1
- GDPR, privacidad
- Auditoría, trazabilidad

4. PLATFORM ARCHITECTURE
Escalabilidad y rendimiento

✓ CLOUD STRATEGY
- On-premise → Hybrid → Multi-cloud
- OCI, AWS, Azure, GCP
- Cloud-native design

✓ SCALABILITY
- Horizontal: Agregar servidores
- Vertical: Servidores potentes
- Auto-scaling: Ajuste automático

✓ PERFORMANCE
- Latencia: Milisegundos cuentan
- Throughput: Volumen datos/segundo
- Query optimization: Respuestas instantáneas

✓ HIGH AVAILABILITY / DISASTER RECOVERY
- Multi-AZ, Multi-Region
- RTO/RPO objectives
- Backup automatizado

✓ MEDALLION IMPLEMENTATION
- Bronze: Object Storage (masivo)
- Silver: Compute distribuido (Spark)
- Gold: DB optimizada (Autonomous DW)

5. AI/ML READINESS
Eleva la organización

✓ ML PLATFORM & INFRASTRUCTURE
- Data Science
- AutoML
- Compute entrenamiento

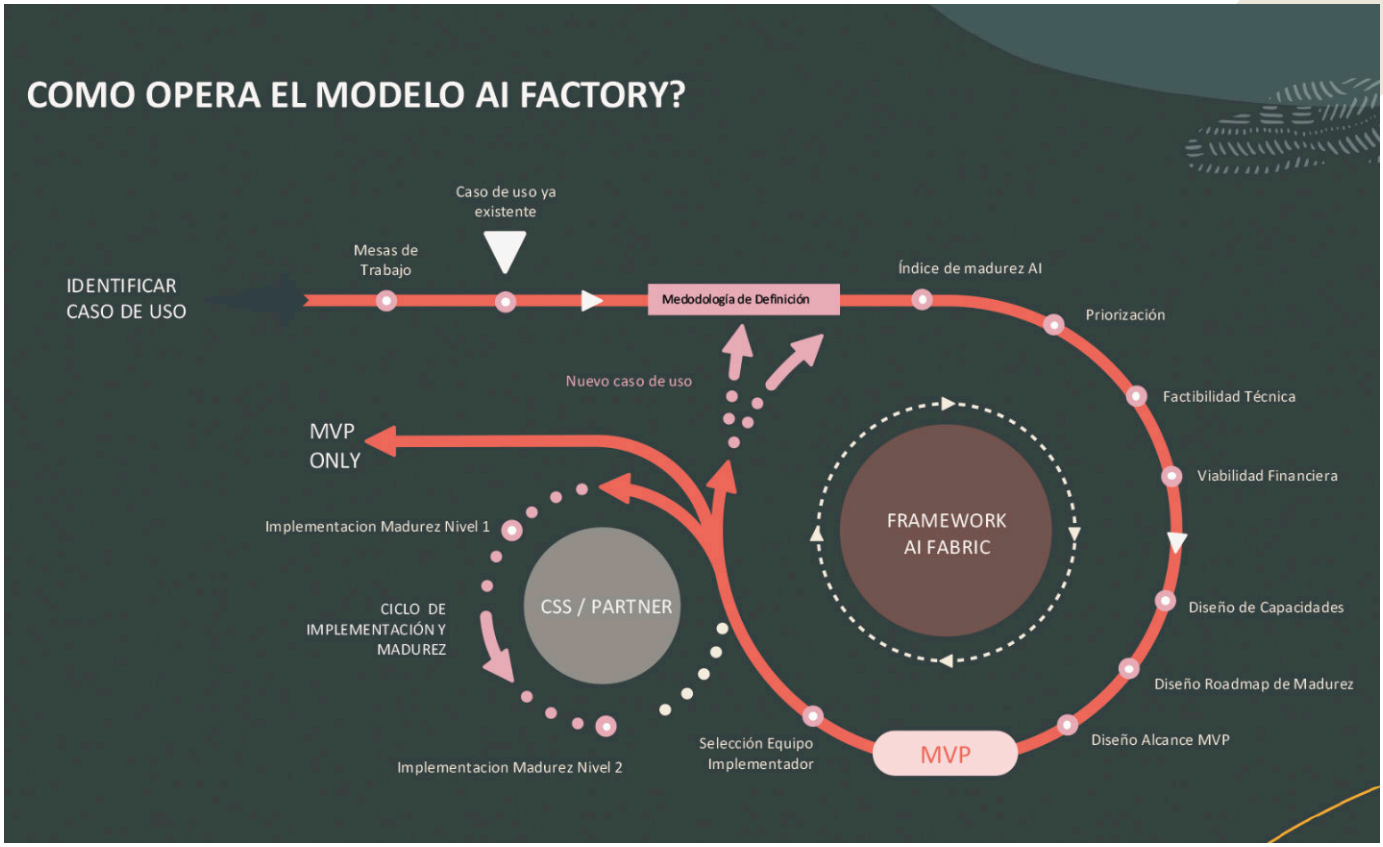
✓ FEATURE ENGINEERING
- Feature Store
- Calidad features = Gold Layer
- Reusabilidad modelos

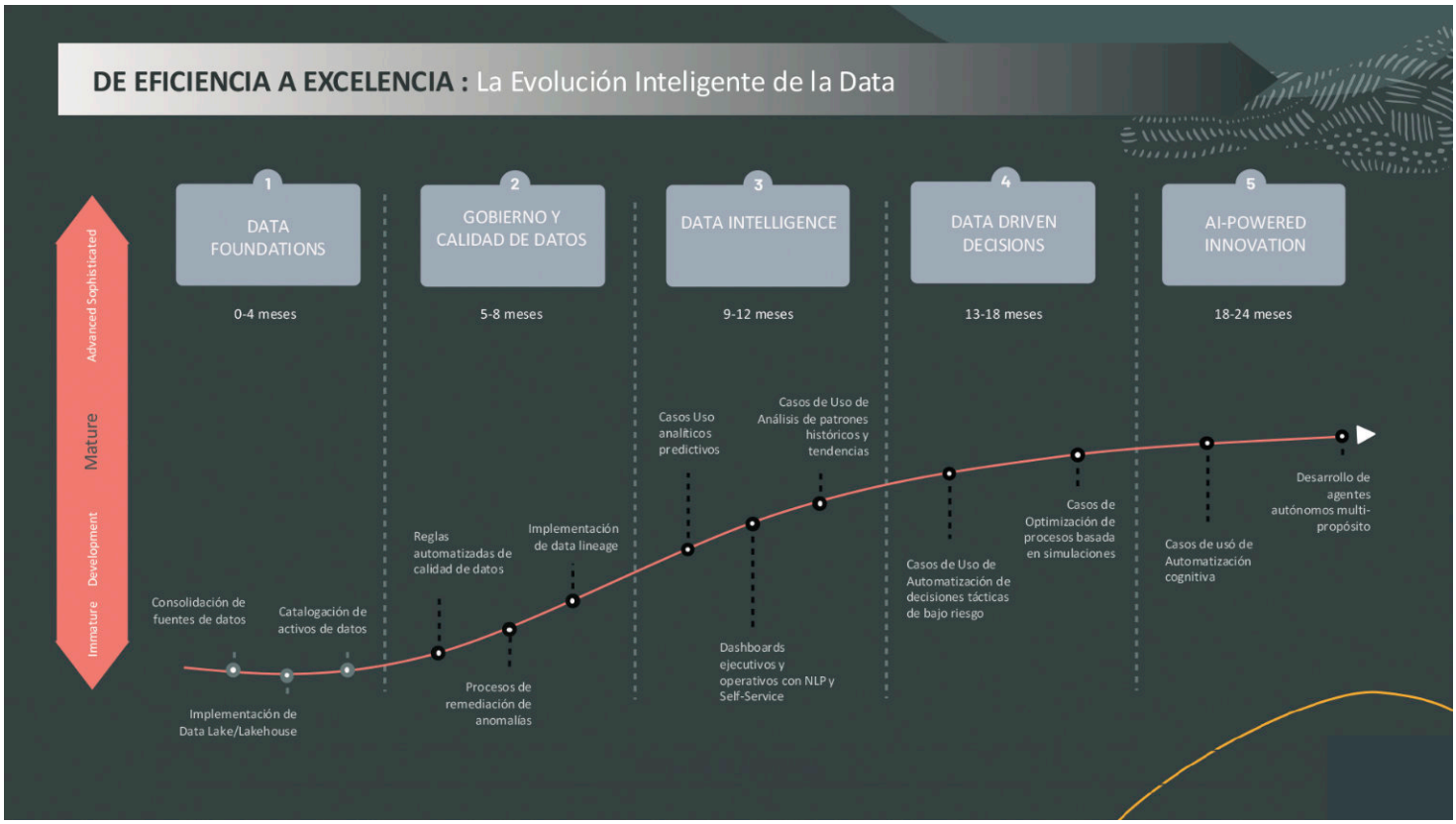
✓ MLOps MATURITY
- CI/CD modelos
- Monitoring: Model/data drift
- Reentrenamiento automático
- A/B testing

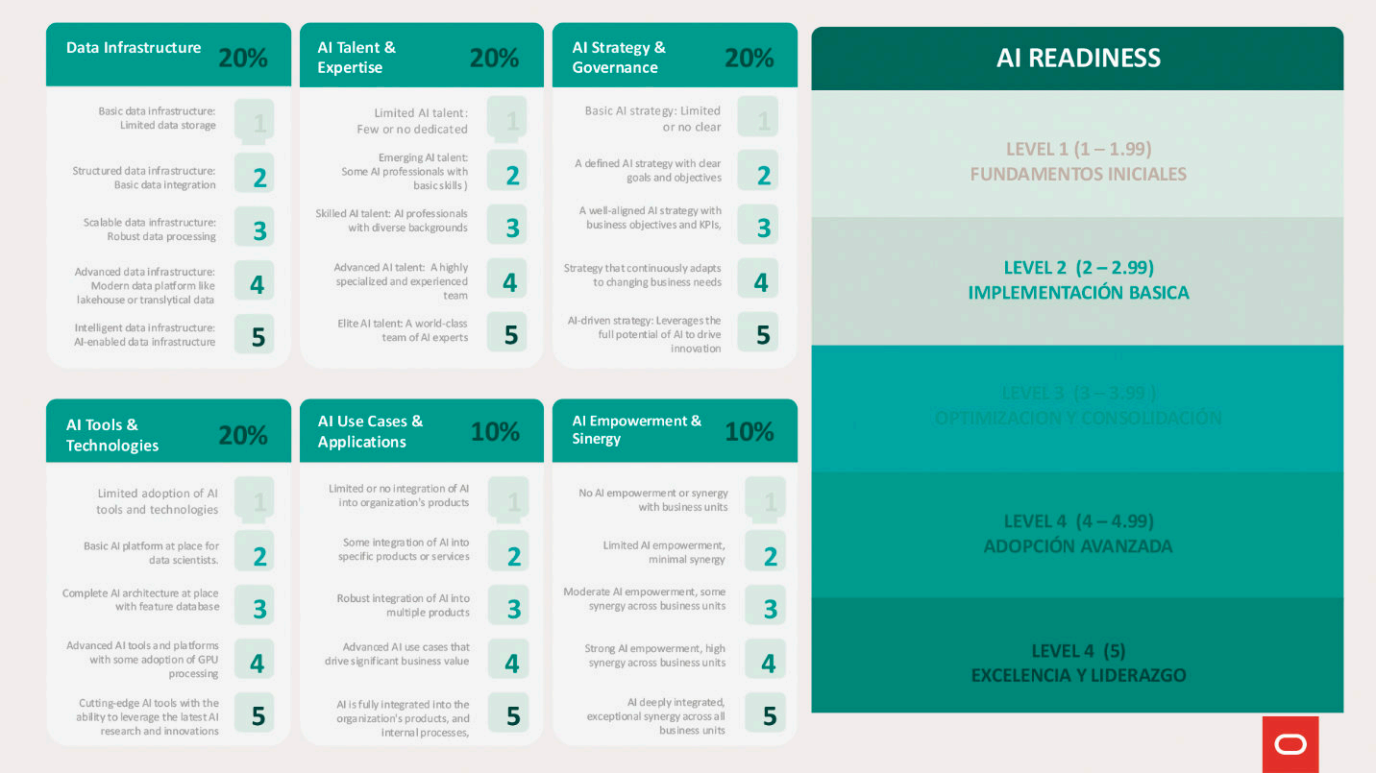
✓ AI SERVICES INTEGRATION
- Vision AI, Language AI
- Generative AI
- Pre-trained models

✓ MODEL TRAINING & DEPLOYMENT
- Entrenamiento: Notebooks, AutoML
- Despliegue: APIs, REST
- Versionado modelos

METODOLOGÍA AI FACTORY PARA DEFINICIÓN DE CASOS DE USO DE AI







3 Elementos clave de factibilidad

El Framework plantea 3 elementos clave de evaluación que se ponderan para lograr el indice de factibilidad.

AI READINESS

Permite evaluar el grado de preparación de una organización para adoptar e impulsar soluciones de Inteligencia Artificial (IA).

IMPACT.IA

Proporcionar una evaluación integral de los casos de uso de IA en cuatro dimensiones clave (Generación de Ingresos, Eficiencia, Gestión de Riesgos y Valor No Financiero)

FACTIBILIDAD TÉCNICA

Proporcionar una evaluación integral de la preparación y viabilidad técnica de un caso de uso de Inteligencia Artificial que involucre múltiples capacidades y tecnologías convergentes

IMPACT. AI

Con IMPACTIA, se identifican oportunidades de crecimiento, optimización y mitigación de riesgos, maximizando el retorno y el impacto de la Inteligencia Artificial en la organización.

			Weight	Dimension	Stage
GENERACIÓN DE INGRESOS	POTENCIAL DE MERCADO	PDM	15%	0%	0%
	MODELO DE MONETIZACIÓN	MDM	15%	0%	
INCREMENTO DE EFICIENCIA	AHORRO DE COSTOS Y OPTIMIZACIÓN DE RECURSOS	ACOR	15%	0%	0%
	PRODUCTIVIDAD Y VELOCIDAD DE EJECUCIÓN	PVE	15%	0%	
GESTIÓN DE RIESGO	REDUCCIÓN DE RIESGOS OPERATIVOS O FINANCIEROS	RROF	15%	0%	0%
	CUMPLIMIENTO NORMATIVO Y ÉTICA	CNE	10%	0%	
VALOR NO FINANCIERO	SATISFACCIÓN DE CLIENTES / USUARIOS	SCU	10%	0%	0%
	IMPACTO SOCIAL, AMBIENTAL O DE INNOVACIÓN	ISAI	5%	0%	

FACTIBILIDAD TÉCNICA

Este marco guía a los equipos de tecnología en la selección de las capacidades de IA, la arquitectura de infraestructura y la orquestación de los distintos componentes, asegurando que cada etapa —desde la gestión de datos y el diseño de la solución, hasta el despliegue y la mejora continua— se ejecute de manera eficiente, escalable y alineada con los objetivos de negocio.

			Weight	Dimension	Stage
DATOS E INFRAESTRUCTURA	DISPONIBILIDAD Y CALIDAD DE DATOS	DCD	25%	0%	0%
	INFRAESTRUCTURA Y HERRAMIENTAS	IE	20%	0%	
CAPACIDADES DE IA Y ARQUITECTURA DE CONVERGENCIA	SELECCIÓN DE CAPACIDADES Y DISEÑO CONVERGENTE	SCDC	15%	0%	0%
	RENDIMIENTO Y ORQUESTACIÓN DE LAS CAPACIDADES DE IA	ROC	15%	0%	
INTEGRACIÓN Y CICLO DE VIDA	DESPLIEGUE E INTEGRACIÓN	DI	15%	0%	0%
	MANTENIMIENTO Y MEJORA CONTINUA	MMC	10%	0%	

VIABILIDAD FINANCIERA

Este Framework de Viabilidad Financiera brinda a los equipos directivos una visión clara de la solidez económica y los riesgos asociados a proyectos de IA, facilitando la priorización de recursos y la toma de decisiones basadas en datos y análisis financieros robustos.

			Weight	Dimension	Stage
COSTO TOTAL DE PROPIEDAD	INVERSIÓN INICIAL	INVI	25%	0%	0%
	COSTOS RECURRENTES	CR	20%	0%	
RETORNO DE LA INVERSIÓN (ROI)	ALINEACIÓN CON OBJETIVOS DE NEGOCIO	AON	15%	0%	0%
	ANÁLISIS DE RENTABILIDAD Y HORIZONTE DE RETORNO	ARHR	15%	0%	
RIESGOS	RIESGOS FINANCIEROS	RF	15%	0%	0%
	RIESGOS DE EJECUCIÓN Y ADOPCIÓN	REA	10%	0%	

DISEÑO DE CAPACIDADES

QUE SE NECESITA PARA MATERIALIZAR EL CASO DE USO?

AI-BASED ANOMALY DETECTION

MAPA DE DIMENSIONES Y CAPACIDADES

DEFINICIÓN DETALLADA DE CASOS DE USO AI

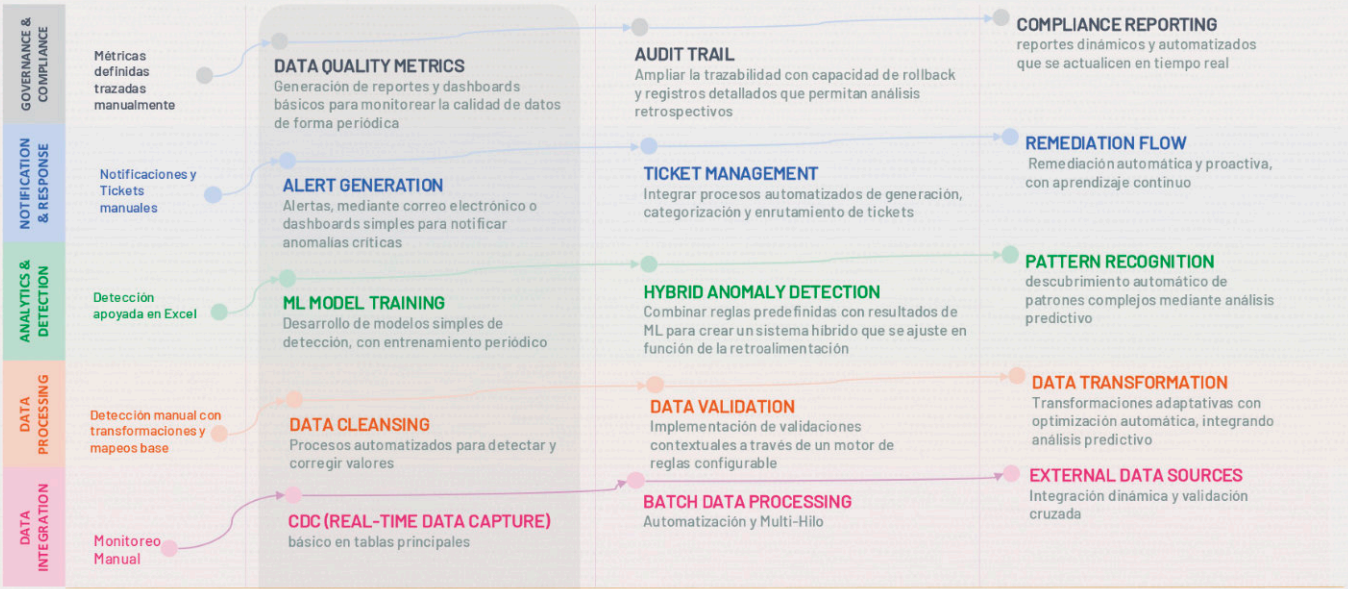
DATA INTEGRATION	DATA PROCESSING	ANALYTICS & DETECTION	NOTIFICATION & RESPONSE	GOVERNANCE & COMPLIANCE
CDCI Change Data Capture Integration — DI	**DCL** Data Cleansing — DP.	**MLMT** Machine Learning Model Training — AD.	**ALG** Alert Generation — NR.	**DQM** Data Quality Metrics — GC.
BDL Batch Data Loading — DI.	**DTV** Data Validation — DP.	**ADR** Anomaly detection rules — AD.	**TKM** Ticket Management — NR.	**ADL** Audit Logging — GC.
EDS External Data Sources — DI.	**DTT** Data Transformation — DP.	**PTR** Pattern Recognition — AD.	**RMW** Remediation Workflow — NR.	**CPR** Compliance Reporting — GC.

MAPA DE CAPACIDADES Y NIVELES DE MADUREZ

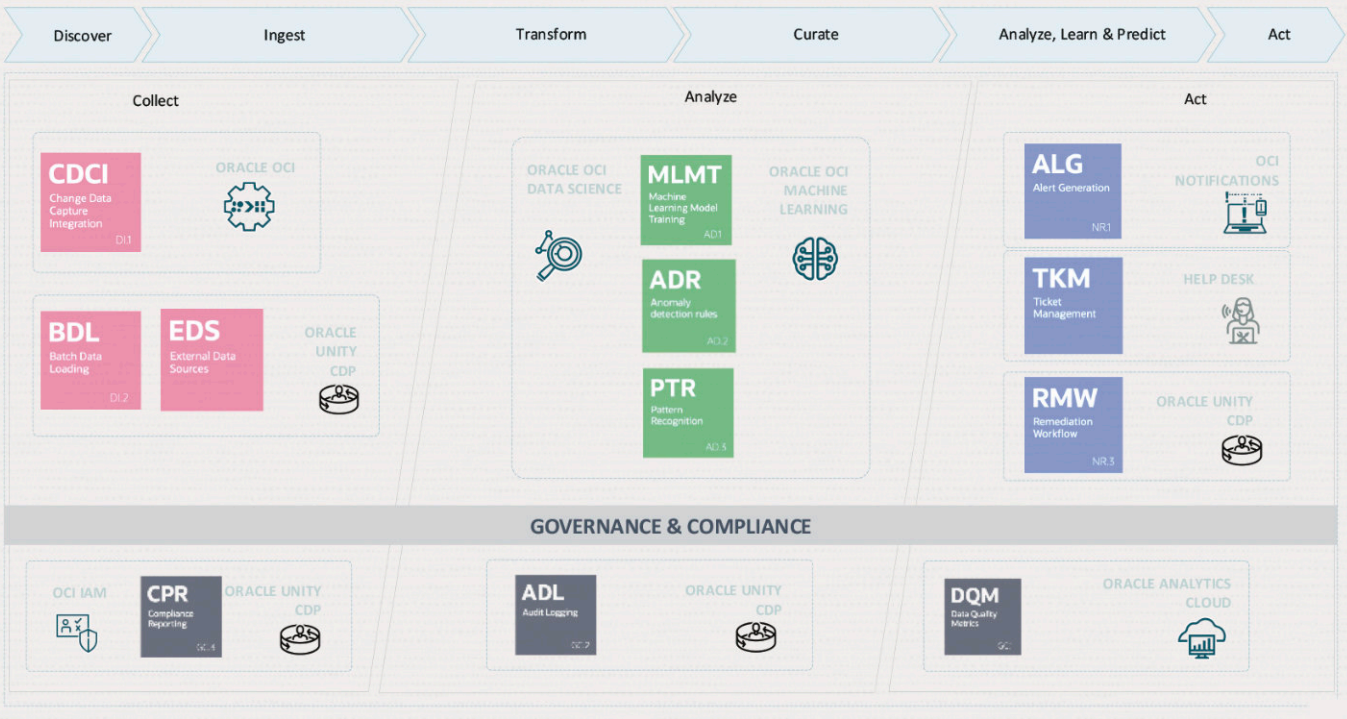
DEFINICIÓN DETALLADA DE CASOS DE USO AI

DATA INTEGRATION	DESCRIPTION	MATURITY LEVELS		
		BÁSICO	INTERMEDIO	AVANZADO
CDCI Change Data Capture Integration — DI	Capacidad para capturar y procesar cambios de datos en tiempo real desde los sistemas fuente.	Detección simple de cambios en campos críticos (nombres, identificaciones, información de contacto)	Cobertura extendida de CDC a tablas relacionadas con clientes	Cobertura CDC completa en todos los sistemas relacionados con clientes
BDL Batch Data Loading — DI.	Capacidad para procesar grandes volúmenes de datos históricos o actualizaciones periódicas.	Capacidad de carga manual para archivos Excel	Programación automatizada de procesos por lotes	Distribución inteligente de carga y auto-escalado
EDS External Data Sources — DI.	Capacidad para integrar y validar datos de sistemas externos y terceros.	Integración con fuentes de datos externas principales (burós de crédito)	Verificaciones estandarizadas de calidad de datos entre fuentes	Puntuación de calidad de datos basada en IA para fuentes externas

ROADMAP DE MADUREZ DE CAPACIDADES | CASO USO ANOMALIA DE DATOS

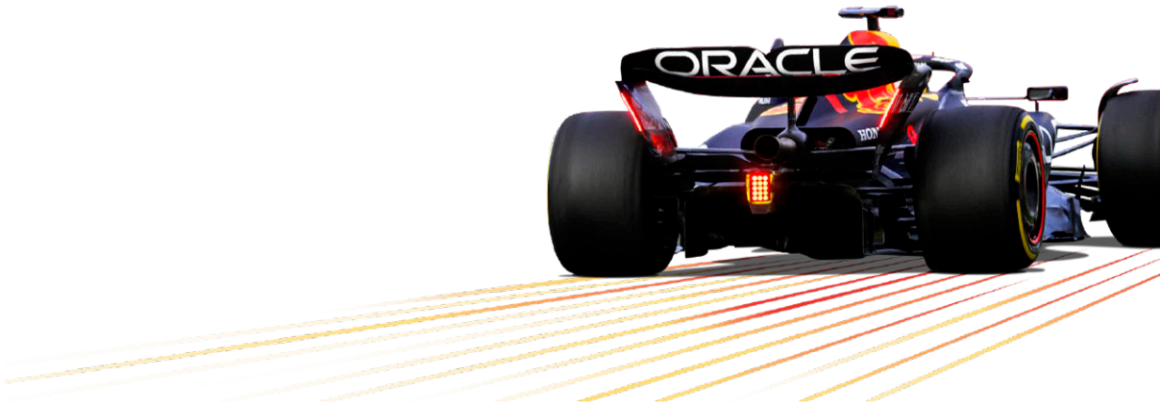


AI-BASED DATA ANOMALY DETECTION MAP



Los datos sin evolución son solo historia. Los datos con evolución son el futuro. Los datos con AI son evolución acelerada.

¿En qué punto de la evolución están los tuyos?



Optimización de las actividades de perforación y voladura en operaciones mineras mediante la implementación de soluciones automatizadas para el diseño de perforaciones tangenciales

Solange Rios[1]*, Brayan Churata[2] y Mario Chunga[3]

1. Área de Planeamiento/Datamine Perú S.A., Perú / solange.rios@dataminesoftware.com
2. Área de Planeamiento/ Datamine Perú S.A, Perú/ brayan.churata@dataminesoftware.com
3. Área de Planeamiento/ Datamine Perú S.A, Perú/ mario.chunga@dataminesoftware.com

1. RESUMEN

Dentro de las operaciones mineras subterráneas, la precisión en la ejecución de las actividades de perforación juega un rol determinante en la eficiencia del ciclo de minado. En ese marco, la tecnología asociada a la perforación con taladros largos ha evolucionado no solo en términos de profundidad y potencia, sino también en cuanto a la configuración de diseño del equipo de perforación (Johansson, 2009). Un ejemplo de ello es la implementación de perforaciones tangenciales, la cual se refiere a la capacidad de desplazar lateralmente el mástil respecto al eje del equipo (Hungerford et al., 2012).

Este trabajo técnico toma como caso de estudio tres minas subterráneas ubicadas en Perú. El objetivo es optimizar las actividades de perforación y voladura en dichas operaciones mineras mediante la implementación de soluciones automatizadas para el diseño de perforaciones tangenciales.

La metodología consistió, primero, en la configuración de los parámetros del equipo de perforación. Posteriormente, se diseñó la malla considerando el desplazamiento tangencial y la orientación del mástil dinámico. Finalmente, se realizó la implementación en campo y se determinó el impacto económico. Esta metodología contribuyó con el planeamiento de la operación, reduciendo la variabilidad entre el diseño proyectado y la ejecución en campo; y optimizando así el rendimiento general del ciclo de minado.

Los resultados obtenidos fueron los reportes de perforación considerando el desplazamiento tangencial, lo cual permitió reducir la variabilidad entre el diseño planificado y el ejecutado en campo, específicamente en la ubicación del collar (punto de inicio del taladro), el toe (punto final del taladro) y longitud de los taladros. Por otro lado, en una de las operaciones mineras, el tiempo de diseño de mallas de perforación se redujo en 80 % en horas hombre, generando un ahorro anual de aproximadamente 70 mil dólares. Esto sin considerar el costo de oportunidad asociado al tiempo ahorrado, que pudo haberse destinado a actividades más beneficiosas para la operación, como el análisis, la supervisión, entre otras.

Finalmente, en futuros estudios, estas soluciones automatizadas para el diseño de perforación tangencial podrían implementarse también en otras operaciones mineras de manera eficiente.

2. INTRODUCCIÓN

El diseño de las mallas de perforación es un proceso muy importante en las operaciones mineras, ya que impacta directamente en la eficiencia, seguridad y productividad de la operación. De esta manera, un error en dicha etapa puede tener efectos en cascada a lo largo del ciclo de minado.

Por lo general, el proceso de diseño de mallas de perforación en minería subterránea requiere múltiples reposicionamientos del

equipo, lo que incrementa los tiempos muertos, eleva los costos y compromete la estabilidad del macizo rocoso. Sin embargo, mediante la perforación tangencial se puede trabajar dentro de la labor sin necesidad de mover el equipo, reduciendo la sobreexcavación y mejorando la recuperación de mineral. Esta estrategia es viable debido a los sistemas integrados de orientación de mástil disponibles en diferentes equipos, como el equipo YY (nombre genérico usado en adelante), comúnmente empleado en operaciones mineras subterráneas peruanas (delkom A.S., 2016; Li et al., 2024).

El caso de estudio se centra en tres minas subterráneas ubicadas en Perú, las cuales aplican el método de minado de Sublevel Stoping con taladros largos. A diferencia de otras operaciones mineras, estas minas utilizan equipos de perforación con desplazamiento tangencial. En este sistema, los taladros no se inician directamente desde el punto de rotación del brazo (como en una perforación convencional), sino que se proyectan radialmente desde el punto de giro, generando una geometría distinta en la malla de perforación.

El presente artículo busca optimizar el tiempo y recursos en las actividades de perforación y voladura en dichas operaciones mineras mediante la implementación de soluciones automatizadas para el diseño de perforaciones tangenciales. Para ello, se analizará la geometría del desfase u offset y su integración en la planificación de mallas de perforación, considerando los parámetros de diseño disponibles en los equipos YY (Epiroc, 2023).

De esta manera, esta propuesta busca contribuir al planeamiento de la operación con mayor precisión, reduciendo la variabilidad entre el diseño proyectado y la ejecución en campo, y optimizando así el rendimiento general del ciclo de minado.

Una de las principales ventajas técnicas de esta configuración radica en que se puede obtener un patrón radial o en abanico desde una única posición, lo cual es especialmente ventajoso en labores o galerías con restricciones geométricas o infraestructura limitada. Además, al estar alineada con el diseño de los equipos modernos, esta estrategia permite integrar los parámetros de desfase lateral directamente en el diseño digital de perforación, utilizando softwares especializados. Dicho desfase lateral hace referencia al desplazamiento tangencial que se configura.

De este modo, se mejora sustancialmente la precisión de la ubicación del collar y la trayectoria del taladro, facilitando la ejecución real en campo. Esto contribuye no solo a la reducción de costos asociados al rediseño de mallas y perforaciones fallidas, sino también a una mejor trazabilidad de los resultados frente al modelo de planificación.

El presente artículo se estructura en las siguientes secciones principales. En la sección 3, se desarrollará la metodología aplicada para el análisis geométrico y técnico del diseño automático de la perforación tangencial, considerando los parámetros operativos de los equipos involucrados. La sección 4 presentará los resultados obtenidos a partir de la simulación y evaluación de configuraciones tangenciales en condiciones reales de la operación plasmadas en campo. Asimismo, se discutirán estos resultados desde una perspectiva técnico-operativa, destacando su impacto en la eficiencia, precisión y optimización del ciclo de minado. Finalmente, en la sección 5, se plantearán las conclusiones generales y recomendaciones derivadas del estudio.

3. METODOLOGÍA

3.1 Configuración del equipo

La caracterización geométrica y funcional del equipo de perforación es un paso esencial en el diseño de mallas de taladros largos en el software. Esta sección, describe los parámetros generales que definen al equipo y los parámetros con relación al mástil. Es importante mencionar que todos los parámetros y configuraciones descritas a continuación, toman como referencia al equipo YY.

3.1.1. Parámetros Generales

Altura total (Height): Representa la altura máxima del equipo desde el nivel de piso hasta su punto más alto. Este valor es fundamental para validar la compatibilidad del equipo con la sección de la labor. Una altura superior a la sección útil puede generar interferencias con el sostenimiento o servicios instalados.

Ancho total (Width): Define el ancho del chasis del equipo. Este parámetro es crítico para maniobras de ingreso y posicionamiento dentro de las labores.

Largo total (Length): Corresponde a la longitud del equipo en posición operativa. Afecta el espacio requerido para su ubicación en la labor y el radio mínimo de giro en intersecciones o cruceros.

Altura del punto de pivot (Pivot Point Height): Es la distancia vertical desde el piso hasta el eje de rotación del mástil. Este punto es el origen de los movimientos del brazo perforador.

Longitud máxima de perforación (Maximum Hole Length): Define el alcance máximo de los taladros que puede ejecutar el equipo sin necesidad de reposicionamiento. Hace referencia a la distancia efectiva que puede ser alcanzada en condiciones operativas reales, considerando potencia, sistema de avance, la rigidez del mástil y la capacidad de control de desviación.

Distancia al Punto de Pivot (Pivot Point Distance): Es la distancia entre el extremo frontal del equipo y el eje de rotación del mástil. Este parámetro define la posición longitudinal del pivote, clave para modelar correctamente la geometría operativa del equipo.

Offset lateral izquierdo/derecho (Left/Right Wall Offset): Parámetro que representa la distancia entre el eje longitudinal del equipo y las paredes laterales de la labor. La Figura 1 muestra graficamente los parámetros anteriomente explicados.

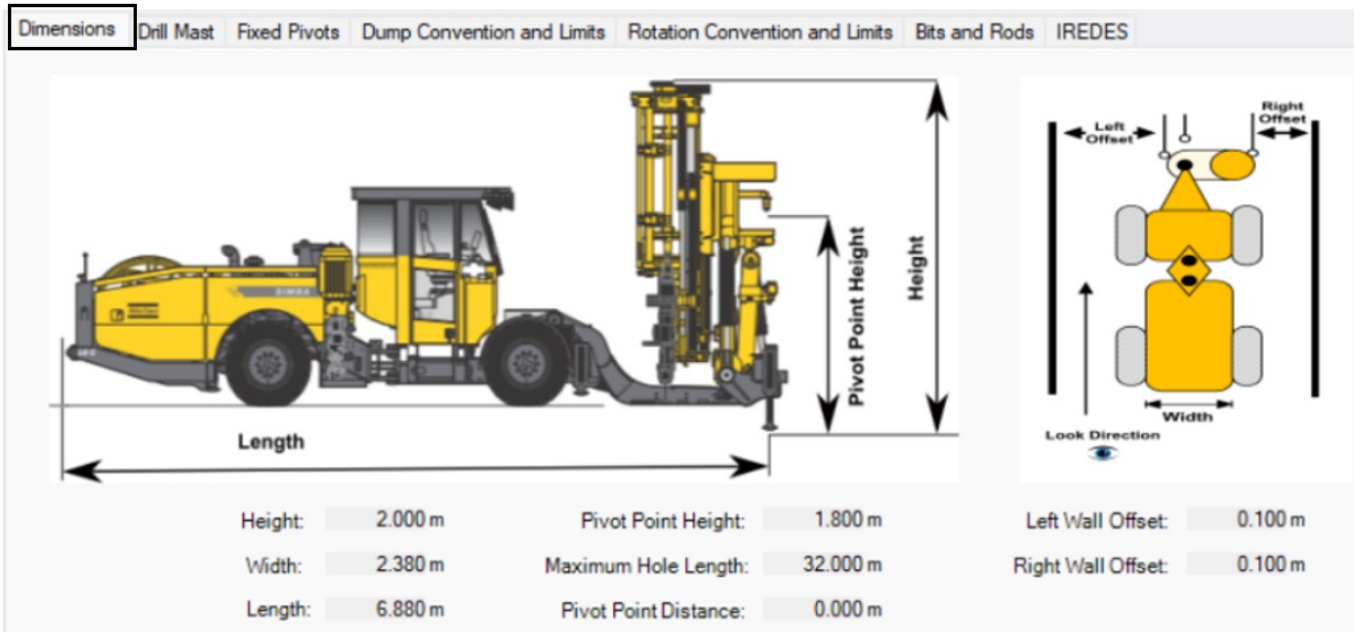


Figura 1. Configuración del equipo YY. Tomado de la interfaz del software

Pivots fijos (Fixed Pivots): permite definir posiciones fijas del mástil de perforación mediante coordenadas cartesianas (X, Y) referenciadas a una posición neutral. Esta funcionalidad es esencial para controlar con precisión la orientación del mástil en función de las condiciones geométricas de la labor. Cada pivote se mide desde una línea de referencia, donde “X” indica el desplazamiento lateral (izquierda/derecha), e “Y” indica el desplazamiento vertical (arriba/abajo).

Convención y límites de volcamiento (Dump convention and limits): Define el sistema de referencia angular utilizado para orientar el equipo de perforación en el plano horizontal, así como los límites angulares permitidos para la operación del mástil. Estos límites, expresados en grados hacia adelante (Forward Limit) o hacia atrás (Backward Limit), restringen el rango de movimiento del sistema de perforación, asegurando que los taladros se mantengan dentro de los márgenes operativos.

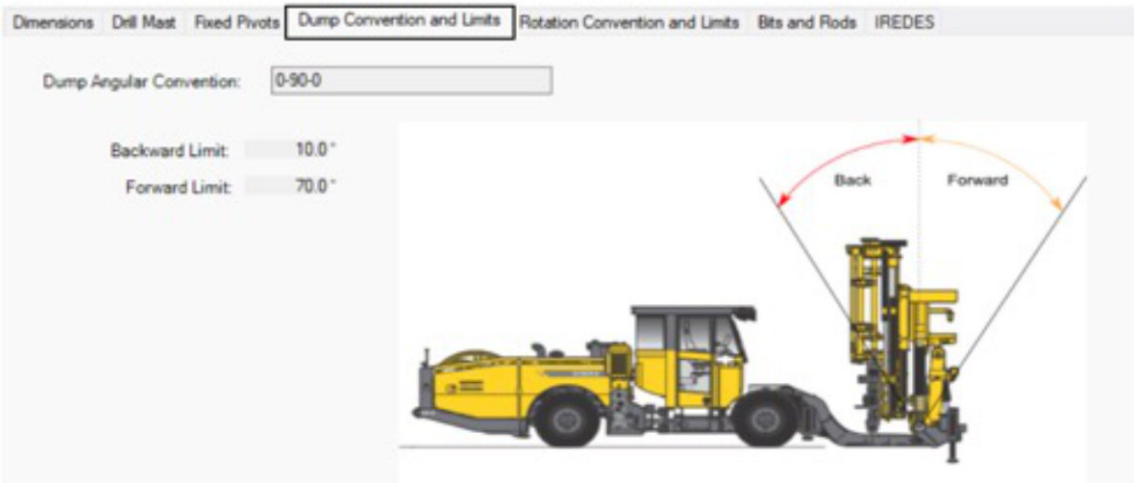


Figura 2. Configuración de parámetros de movilidad angular (tomado de la interfaz del software)

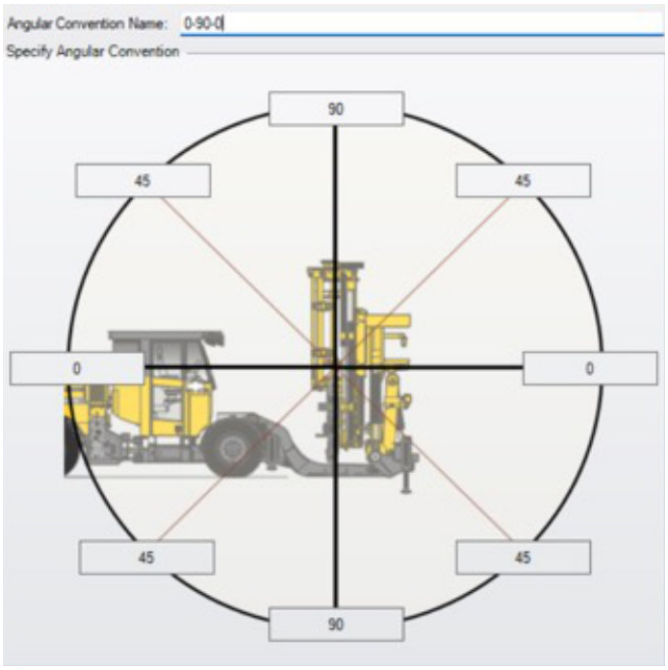


Figura 3. Configuración de la convención de ángulos (tomado de la interfaz del software)

Convención de rotación (Rotation Convention and Limits): Define cómo se mide el ángulo de desvío lateral de un taladro respecto a su dirección principal. Esta convención determina el sentido y el origen de la medición angular, afectando directamente la apertura de los taladros en abanico.

Configuración de Brocas y Varillas (Bits and Rods): permite definir los diámetros de broca, la longitud de barra y la capacidad del carrusel en términos de cantidad de barras.

3.1.2. Parámetros del mástil

El mástil es el componente estructural que soporta el sistema de perforación (martillo, barra, broca) y permite su orientación en el espacio. Su configuración determina la capacidad del equipo para ejecutar taladros de distintas longitudes, inclinaciones y orientaciones. A continuación, como se observa en la Figura 4, se definen los siguientes parámetros del mástil:

Longitud del mástil (Mast Length): Corresponde a la longitud vertical total del mástil, incluyendo cualquier sección que se extienda por encima del punto de pivote.

Longitud útil de la perforadora (Mast Rock Drill Length): Corresponde a la longitud vertical del mástil que se encuentra por encima del punto de pivote.

Ancho del mástil (Mast Width): Define el ancho transversal del mástil. Este parámetro afecta la separación mínima entre taladros.

Desplazamiento del pivote dentro del mástil (Pivot Offset Within Mast): Corresponde a la distancia lateral entre el eje de pivote y el centro del mástil. Permite ajustar el punto de rotación dentro de la estructura sin mover el equipo.

Además de lo mencionado, en caso de una perforación tangencial, es necesario configurar los siguientes parámetros adicionales:

Voladizo Tangencial Posterior (Rear Tangential Overhang): Representa el voladizo del mástil hacia el lado opuesto del punto de pivote tangencial. Indica cuánto sobresale la estructura del mástil por detrás del eje de rotación en configuraciones de perforación tangencial.

Voladizo Tangencial Frontal (Tangential Overhang): Define el desplazamiento longitudinal positivo del mástil respecto al eje central del equipo, medido hacia el frente.

Desfase Tangencial (Tangential Offset): Corresponde al desplazamiento lateral del eje de rotación del mástil respecto a su eje longitudinal. Es fundamental para modificar el ángulo del taladro en el plano horizontal, permitiendo una orientación precisa en perforaciones tangenciales.

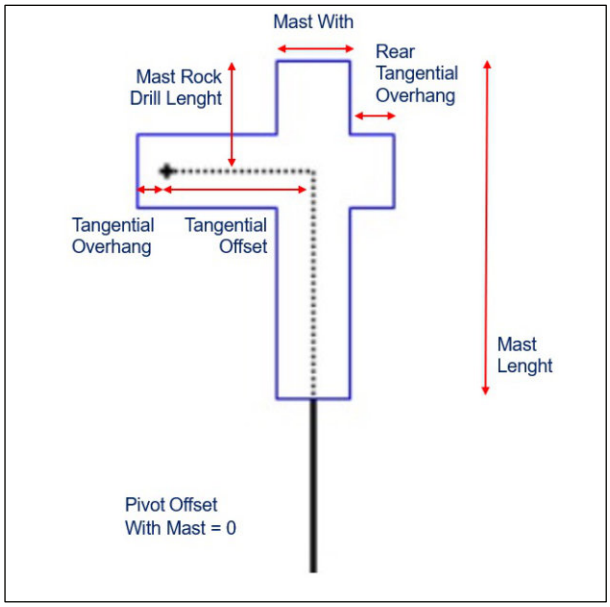


Figura 4. Parámetros del mástil generales y tangenciales (Elaboración propia)

3.2 Diseño de malla de perforación

3.2.1. Diseño de perforación convencional

En el diseño de perforación convencional, los taladros se distribuyen siguiendo un patrón paralelo o ligeramente divergente, sin considerar parámetros de desfase tangencial. Esta configuración exige reposicionar el equipo en varias ocasiones para alcanzar una cobertura completa del tajeo, lo que impacta negativamente en la continuidad operativa y en la precisión de la ubicación del punto collar. Esta práctica, incrementa el riesgo de sobreexcavación y genera mayor dispersión entre el modelo planificado y la ejecución real (Ferreira, 2003). En la Figura 5, se muestra un diseño de perforación convencional en la fila M_04 que se establece para el stope del TJ868EW3_POS.

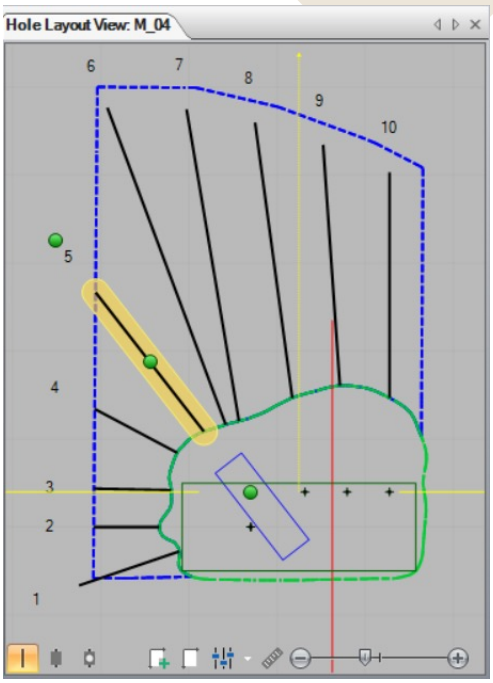


Figura 5 Diseño de Perforación convencional – Fila M_04 del stope TJ868EW3_POS. Tomado de la interfaz del software

3.2.2. Diseño de perforación tangencial

La perforación tangencial permite ejecutar taladros divergentes evitando posicionamientos excedentes del equipo, gracias a la incorporación de parámetros como "tangential offset", "rear overhang" y orientación controlada del mástil. En este trabajo técnico, se utilizó el equipo YY, el cual permite ajustar el mástil lateralmente desde un pivote fijo para realizar un patrón radial sin necesidad de movimientos adicionales. Este diseño es especialmente útil en labores angostas, donde la maniobrabilidad del equipo es limitada y se requiere maximizar la cobertura desde una ubicación específica (Gao et al., 2023).

En ambos diseños analizados (convencional y tangencial), se trabajó con pivotes fijos, definidos como las ubicaciones donde se establece el mástil. En el caso de perforación tangencial, fue posible proyectar taladros desde un menor número de puntos pivote, estableciendo con precisión la ubicación del collar, gracias a la configuración digital del offset.

Esta estrategia redujo significativamente los tiempos muertos, aumentó la precisión y eliminó la necesidad de mover el equipo, manteniendo la alineación entre el diseño y la ejecución en campo. En la Figura 6, se muestra un diseño de perforación tangencial aplicado en la fila M_04 del stope TJ868EW3_POS.

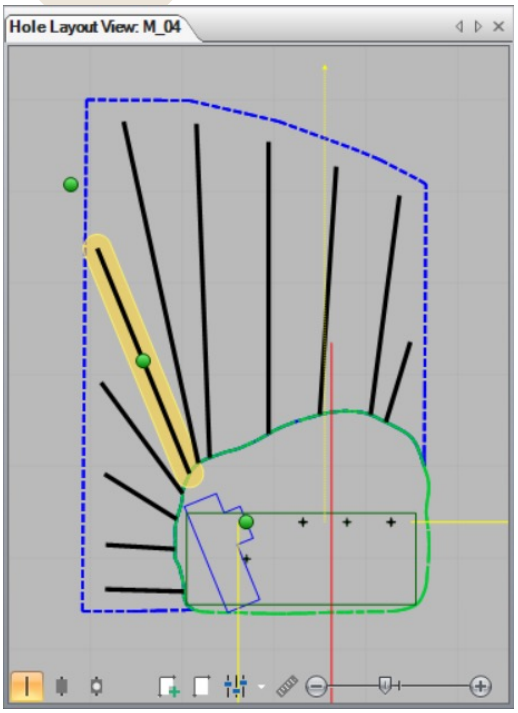


Figura 6 Diseño de Perforación tangencial – Fila M_04 del stope TJ868EW3_POS. Tomado de la interfaz del software

3.2.3. Orientación del mástil dinámico

La capacidad de orientar dinámicamente el mástil desde un único punto de perforación es clave en el aprovechamiento de configuraciones tangenciales. El equipo YY cuenta con un sistema hidráulico que permite variar la inclinación del mástil en el plano horizontal y vertical, manteniendo fijo su punto de anclaje. Esta funcionalidad técnica es gestionada desde la interfaz de control del equipo, de esta manera, los valores como "tangential offset" o la posición del pivote son interpretados directamente por el operador, donde puede preconfigurar los ángulos requeridos en función del diseño de malla. Esta sincronización e integración entre diseño digital y operación física evita errores de interpretación y mejora la eficiencia en el ciclo de perforación, especialmente en escenarios con geometría restringida (Kokkinis et al., 2024).

3.3. Reporte de perforación

3.3.1. Reporte de perforación convencional

Como parte del análisis convencional, se registraron las coordenadas de los puntos collar y puntos pivote definidos a partir del diseño de perforación generado dentro del software. En esta representación del modelado sin configuración tangencial, fue necesario reposicionar el equipo de perforación en ubicaciones distintas para cubrir la geometría completa del stope. La Tabla 1 muestra las coordenadas de los puntos collar definidos para la configuración de la malla convencional.

Tabla 1 Coordenadas de Puntos Collar con la Metodología Tradicional

Taladro	Coordenada x (m)	Coordenada y (m)	Coordenada z (m)
1	308685.29	8843036.88	4138.63
2	308685.75	8843036.89	4139.19
3	308685.47	8843036.88	4140.02
4	308685.34	8843036.88	4140.88
5	308684.73	8843036.88	4141.36
6	308684.24	8843036.87	4141.52
7	308683.94	8843036.87	4141.60
8	308682.72	8843036.86	4142.12
9	308681.64	8843036.85	4142.40
10	308680.52	8843036.84	4142.12

Elaboración propia

Adicionalmente, la Tabla 2 muestra las coordenadas correspondientes a los puntos pivote desde donde se fijó el mástil en cada reposicionamiento del equipo.

Tabla 2 Coordenadas de Puntos Pivote con la Metodología Tradicional

Taladro	Coordenada x (m)	Coordenada y (m)	Coordenada z (m)
1	308683.67	8843036.87	4139.19
2	308683.67	8843036.87	4139.19
3	308683.67	8843036.87	4139.99
4	308683.67	8843036.87	4139.99
5	308683.67	8843036.87	4139.99
6	308683.67	8843036.87	4139.99
7	308683.67	8843036.87	4139.99
8	308682.44	8843036.86	4139.99
9	308681.48	8843036.85	4139.99
10	308680.52	8843036.84	4139.99

Elaboración propia

3.3.2. Reporte de perforación tangencial

En el diseño tangencial, se empleó la capacidad de establecer un desfase lateral del mástil del equipo para proyectar los taladros desde una ubicación del equipo. Esta estrategia permitió definir posiciones de pivote mucho más flexibles, desde la cual se configuraron ángulos mediante el "tangential offset" y orientación programada. La Tabla 3 presenta las coordenadas de puntos collar obtenidas para este diseño de malla tangencial.

Tabla 3 Coordenadas de Puntos Collar con la Metodología Actual (Tangencial)

Taladro	Coordenada x (m)	Coordenada y (m)	Coordenada z (m)
1	308685.03	8843037.08	4138.46
2	308685.22	8843037.08	4139.38
3	308685.18	8843037.08	4140.04
4	308685.05	8843037.08	4140.59
5	308684.91	8843037.08	4141.03
6	308684.71	8843037.08	4141.26
7	308684.47	8843037.08	4141.37
8	308683.18	8843037.06	4141.90
9	308682.07	8843037.05	4142.32
10	308680.96	8843037.04	4142.31
11	308680.63	8843037.04	4142.16

Elaboración propia

La Tabla 4 complementa esta información con los valores de los puntos pivote utilizados para fijar el mástil desde un único punto operativo.

Tabla 4 Coordenadas de Puntos Pivote con la Metodología Actual (Tangencial)

Taladro	Coordenada x (m)	Coordenada y (m)	Coordenada z (m)
1	308683.66	8843037.07	4139.17
2	308682.43	8843037.06	4139.97
3	308683.66	8843037.07	4139.97
4	308683.66	8843037.07	4139.97
5	308683.66	8843037.07	4139.97
6	308683.66	8843037.07	4139.97
7	308683.66	8843037.07	4139.97
8	308682.43	8843037.06	4139.97
9	308681.47	8843037.05	4139.97
10	308680.51	8843037.04	4139.97
11	308680.51	8843037.04	4139.97

4. RESULTADOS

4.1. Implementación en la operación

Después de realizar el diseño de las perforaciones tangenciales, la implementación en campo fue clave para validar el posicionamiento tanto del punto pivote como de los puntos collar definidos. Los resultados fueron verificados directamente en terreno, lo que permitió confirmar la precisión y confiabilidad del diseño. Además, las coordenadas de los puntos pivote y collar fueron exportadas exitosamente y reproducidas fielmente en campo.

La Figura 7 presenta la fila M_04 de la malla de perforación correspondiente al stope TJ868EW3_POS, donde se aprecia una perforación tangencial con un desplazamiento de 0.75 m. Por su parte, la Figura 8 muestra las coordenadas exportadas de los puntos pivote y collar de dicha sección, las cuales fueron utilizadas para su correcta implementación en campo.

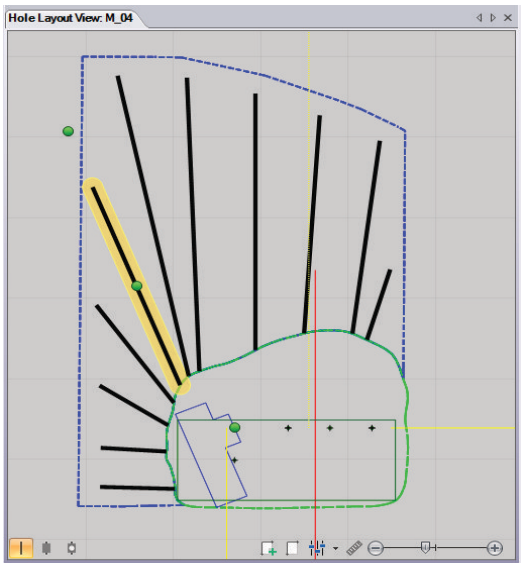


Figura 7 Fila M_04 del stope TJ868EW3_POS

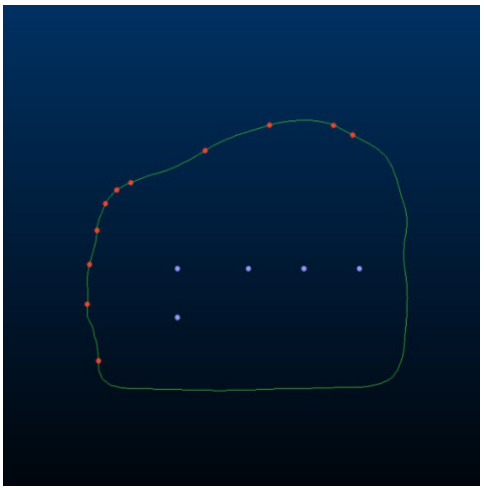


Figura 8 Puntos Pivots y Collar exportados

Elaboración propia

4.2. Impacto en tiempo en la operación

En las tres operaciones mineras donde se implementó la solución, se evidenció un impacto positivo en la optimización del tiempo operativo. A modo de ejemplo, se presenta el ahorro de tiempo logrado en una operación con un ritmo de producción cercano a las 12,000 toneladas por día. Considerando la producción mensual de taladros largos desde setiembre del año pasado (ver Tabla 5) se pudo determinar la tendencia del ahorro de horas hombre mensual incurrido desde esa fecha hasta la actualidad (ver Figura 9).

Tabla 5 Producción diaria y mensual en toneladas desde setiembre 2024 hasta la actualidad

Fecha	Producción Diaria (TN)	Producción Mensual (TN)
Set-24	11550	346500
Oct-24	12050	361500
Nov-24	11600	348000
Dic-24	11020	330600
Ene-25	11200	336000
Feb-25	11050	331500
Mar-25	11900	357000
Abr-25	11250	337500
May-25	11200	336000
Jun-25	11500	345000

Elaboración propia

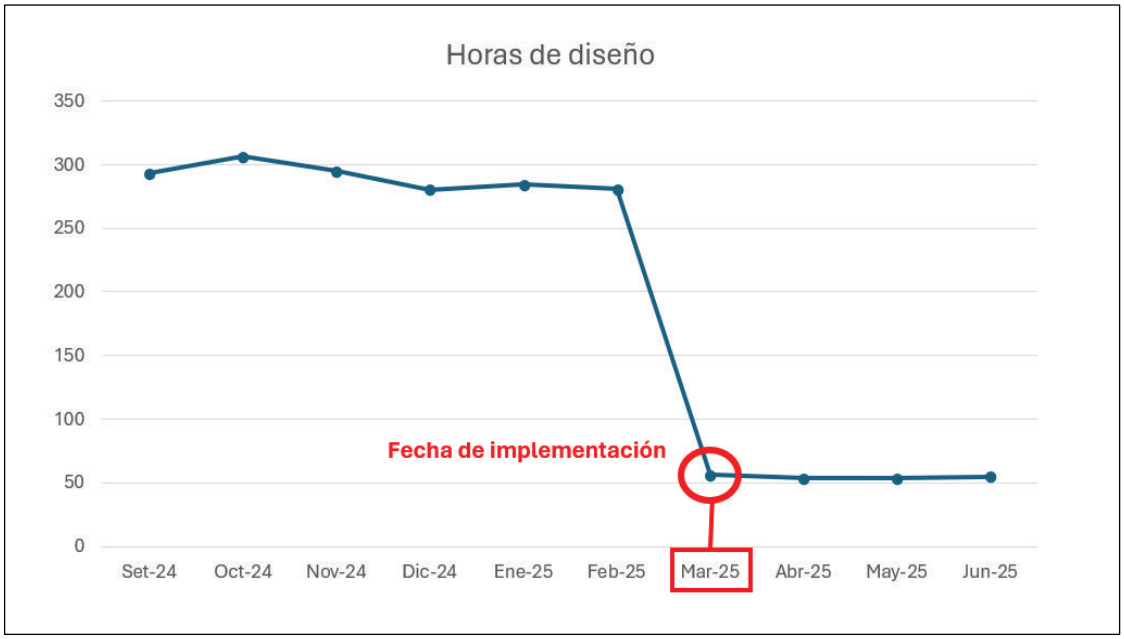


Figura 9 Ahorro en tiempo de diseño de perforación tangencial desde setiembre 2024 hasta la actualidad

4.3. Impacto económico en la operación

Por otro lado, considerando la producción mensual de taladros largos desde setiembre del año pasado se pudo determinar la tendencia de los costos mensuales de diseño incurridos desde esa fecha hasta la actualidad (ver Figura 10).

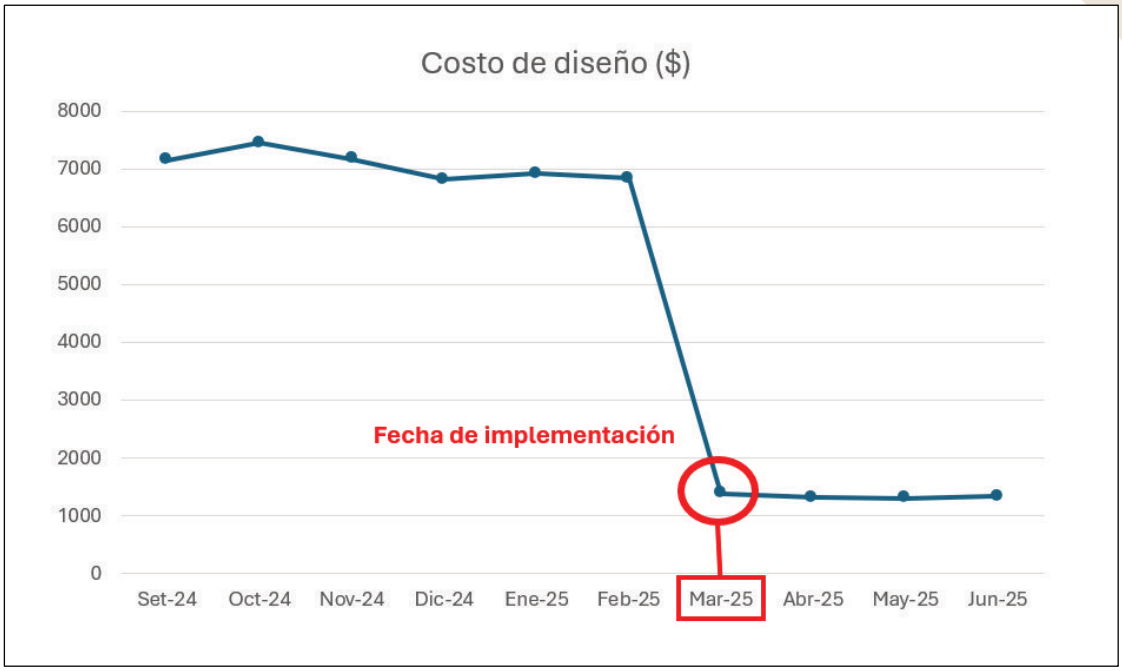


Figura 10 Costo de diseño de perforación tangencial desde setiembre 2024 hasta la actualidad

5. CONCLUSIONES

En primer lugar, se concluye que se pudo optimizar las actividades de perforación y voladura en las tres operaciones mineras mediante la implementación de soluciones automatizadas para el diseño de perforaciones tangenciales aplicados en las mallas de perforación de taladros largos. Asimismo, se concluye que esta metodología minimizó los dobles esfuerzos en el diseño de las mallas de perforación, logrando así optimizar el tiempo y los recursos empleados en ello. Por otro lado, se concluye que fue posible alcanzar un nivel de precisión y detalle en los diseños de perforación que anteriormente no se había logrado, lo que permitió reducir las desviaciones en la ejecución de los taladros en un 40%.

La aplicación de esta metodología ayudó al proceso de mejora continua de las actividades de perforación y voladura de las tres unidades mineras, ya que se realizó un correcto control en campo. Por otro lado, se concluye que la implementación de esta nueva función redujo los costos de diseño en un 80% en una de las operaciones mineras, por lo que se obtuvo un impacto económico positivo.

Finalmente, se concluye que, en futuros estudios, esta nueva solución automatizada de diseño de perforaciones tangenciales podría implementarse también en otras operaciones mineras de manera eficiente.

6. AGRADECIMIENTOS

Este trabajo fue posible gracias a la colaboración de las operaciones mineras involucradas, quienes facilitaron el acceso a sus instalaciones, la configuración de sus mallas de perforación y su implementación en campo. Por otro lado, agradecemos a los desarrolladores de la solución por permitirnos acceder a sus versiones beta, la cual fue fundamental para los análisis realizados en este estudio.

7. REFERENCIAS

delkom A.S. (2016). SIMBA S7D UNDERGROUND DRILL RIGS - TECHNICAL SPECIFICATION.

Epiroc. (2023). Simba S7. https://www.epiroc.com/es-pe/products/drill-rigs/production-drill-rigs/simba-s7

Ferreira, P. H. (2003). Improved technologies in longhole blast hole drilling, applied to dropraising and longhole stoping as well as the application of a small twin boom mechanized drillrig. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy.

Gao, F., Li, X., Xiong, X., Lu, H., & Luo, Z. (2023). Refined Design and Optimization of Underground Medium and Long Hole Blasting Parameters—A Case Study of the Gaofeng Mine. Mathematics, 11(7). https://doi.org/10.3390/math11071612

Johansson, B.-G. (2009). The Art of Long Hole Drilling. Mining & Construction Magazine, 2, 6–11. https://www.bddrill.com.au/wp-content/uploads/The-Art-of-Long-Hole-Drilling.pdf

Hungerford, F., Ren, T., Aziz, N., & Aziz, N. (2012). Directional control in longhole drilling. https://ro.uow.edu.au/coalhttps://ro.uow.edu.au/coal/415

Kokkinis, A., Frantzis, T., Skordis, K., Nikolakopoulos, G., & Koustoumpardis, P. (2024). Review of Automated Operations in Drilling and Mining. In Machines (Vol. 12, Issue 12). Multidisciplinary Digital Publishing Institute (MDPI). https://doi.org/10.3390/machines12120845

Li, W., Wu, M., Chen, S., Mu, L., Lu, C., & Chen, L. (2024). Design of an Intelligent Control System for Compound Directional Drilling in Underground Coal Mines. Journal of Advanced Computational Intelligence and Intelligent Informatics, 28(4), 1052–1062. https://doi.org/10.20965/jaciii.2024.p1052

Modelación Numérica de Interacción entre una Mina a Cielo Abierto y Cavidades Subterráneas Pre-existentes

F. Fernández, F. Lagos, G. Sotomayor

FF GeoMechanics Ingeniería Ltda, Valparaíso, Chile
fernando.fernandez@ffgeomechanics.com

ABSTRACT

A significant number of open pit mines face special challenges when emplaced above old underground excavations due to the potential occurrence of geotechnical instabilities related to the failure of the crown pillar formed between the stopes and/or tunnels backs and the benches that conform the surface exploitation. In order to prevent this type of situation numerical modelling techniques combined with geomechanical assessments, monitoring and specific operational protocol are usually implemented. Hence, this paper outlines a practical case and learnings obtained from the implementation of a numerical three-dimensional finite element code for an open pit emplaced above an old underground mine, in the north of Chile.

RESUMEN

Un número significativo de minas a cielo abierto enfrenta desafíos especiales al ubicarse por sobre antiguas excavaciones subterráneas, ya que podrían generarse inestabilidades geotécnicas relacionadas con la falla o colapso de los pilares corona emplazados entre los techos de las cavidades antiguas, y los taludes o bancos que conforman la explotación superficial. Para prevenir este tipo de situaciones, se suelen implementar técnicas de modelación numérica, combinadas con evaluaciones geomecánicas, monitoreo, y protocolos operativos específicos. El presente trabajo de investigación corresponde a un ejemplo de aplicación de un modelo numérico tridimensional utilizado para el análisis de estabilidad de una mina de tajo abierto, emplazada por sobre un conjunto de explotaciones subterráneas antiguas, en el norte de Chile.

INTRODUCCIÓN

La interacción de explotaciones a cielo abierto afectadas por la presencia de cavidades subterráneas pre-existentes, puede generar compromisos de la estabilidad asociada a la ruptura o falla de los pilares corona o losas (placas). En consecuencia, es indispensable contar, de manera anticipada, con una evaluación rigurosa de los posibles escenarios de influencia de este tipo de excavaciones, para garantizar la seguridad operacional y continuidad del proceso extractivo.

METODOLOGÍA

En el contexto de la metodología de manejo y control de cavidades subterráneas, respecto a una explotación a cielo abierto, se deben definir una serie de conceptos fundamentales entre los cuales se señalan los siguientes:

- **Cavidad:** toda labor o excavación pre-existente, ya sea conectada a superficie (aflorante), o subterránea (sin conexión a superficie), que se encuentre emplazada bajo la cota actual de piso, de la explotación de la mina a cielo abierto.
- **Placa o Losa:** corresponde a la porción de roca que se forma entre el techo de la cavidad y la cota de piso o talud que conforma la explotación a cielo abierto.
- **Relleno:** es el material fragmentado producto de la voladura de hundimiento forzado de la placa/losa o “puente” ubicado sobre el techo de la cavidad pre-existente.
- **Ancho, Luz o Span:** es la distancia horizontal medida en forma perpendicular respecto a las paredes longitudinales, de una labor pre-existente.
- **Altura de cavidad:** es la medida vertical entre el piso y techo de la excavación o cavidad pre-existente.

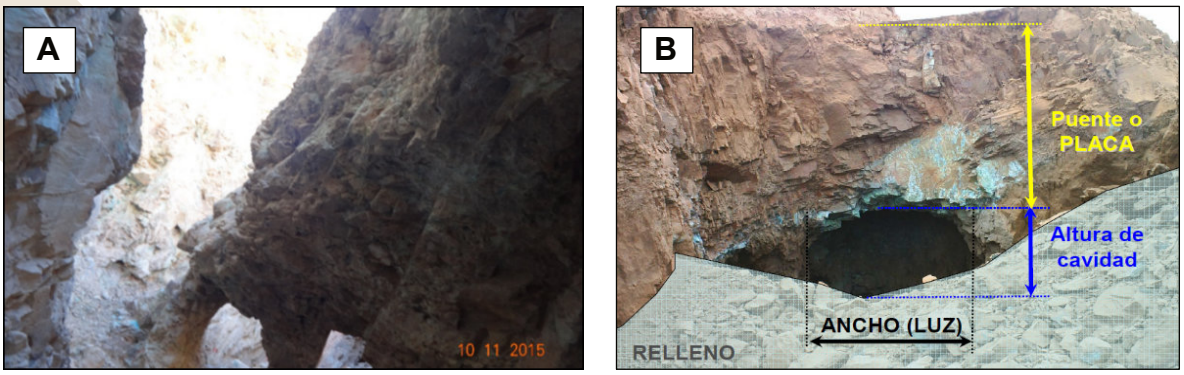


Figura 1. Ejemplo de (A) cavidad con conexión a superficie y de (B) cavidad subterránea con generación de losa sobre ésta.

- **Modelo de cavidades:** a partir del escaneo topográfico de las cavidades subterráneas se genera un modelo digitalizado a través de un software de diseño, el cual se incorpora en la planificación minera. Un ejemplo de cavidad modelada, a partir de escaneo topográfico con equipo CMS ("cavity monitoring system"), se muestra en la Figura 2.

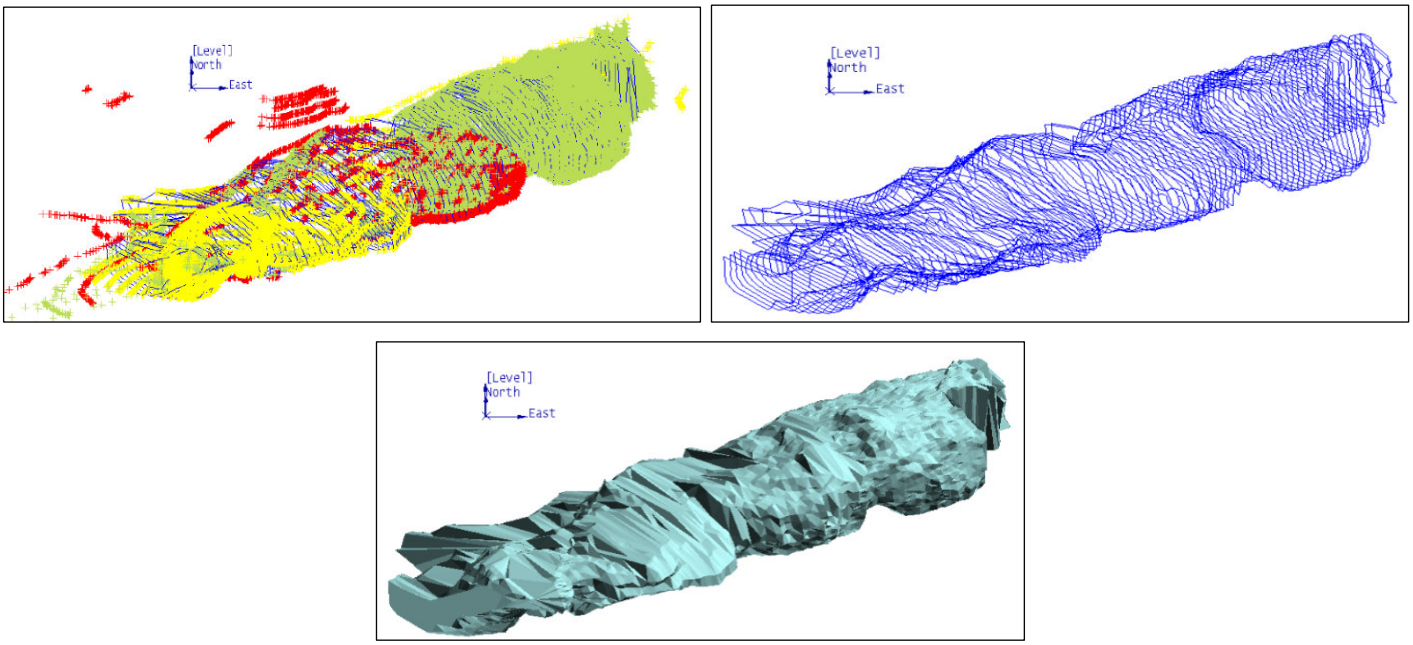


Figura 2. Ejemplo de generación de cavidad a partir de auscultación con equipo de tipo CMS, que en este caso en particular corresponde a C-ALS.

- **Estrategia de manejo de cavidades:** corresponde a un conjunto de etapas y planes de acción que se definen ante la presencia de las cavidades subterráneas remanentes, que se encuentran por debajo de la explotación de una mina a cielo abierto. En consecuencia, es indispensable contar con un modelo detallado de las excavaciones pre-existentes (Figura 3).

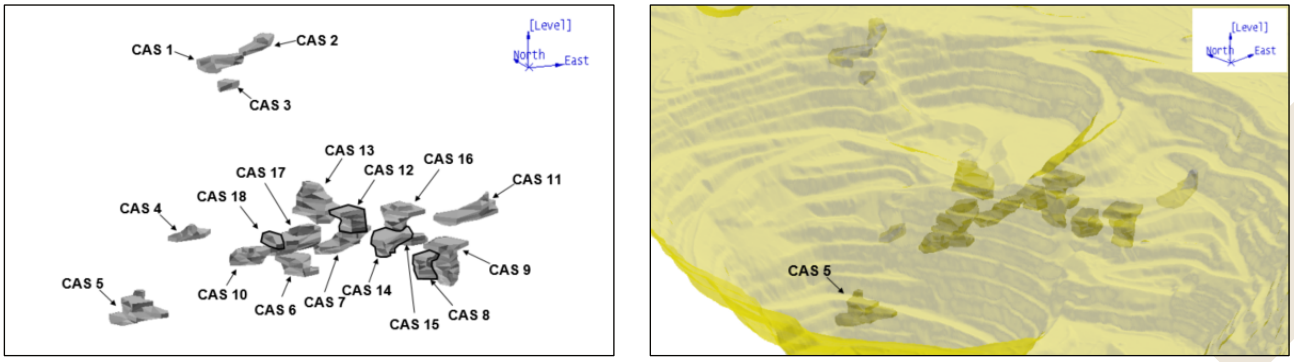


Figura 3. Identificación de cavidades modeladas (interpretadas), que podrían afectar las fases proyectadas de la explotación de la mina a cielo abierto

Mapa de Procesos para el Manejo de Interacciones con Cavidades

Un mapa de proceso que describe las actividades relevantes que deben ser consideradas cuando una explotación a cielo abierto intersecta cavidades abandonadas, se presenta en la Figura 4.

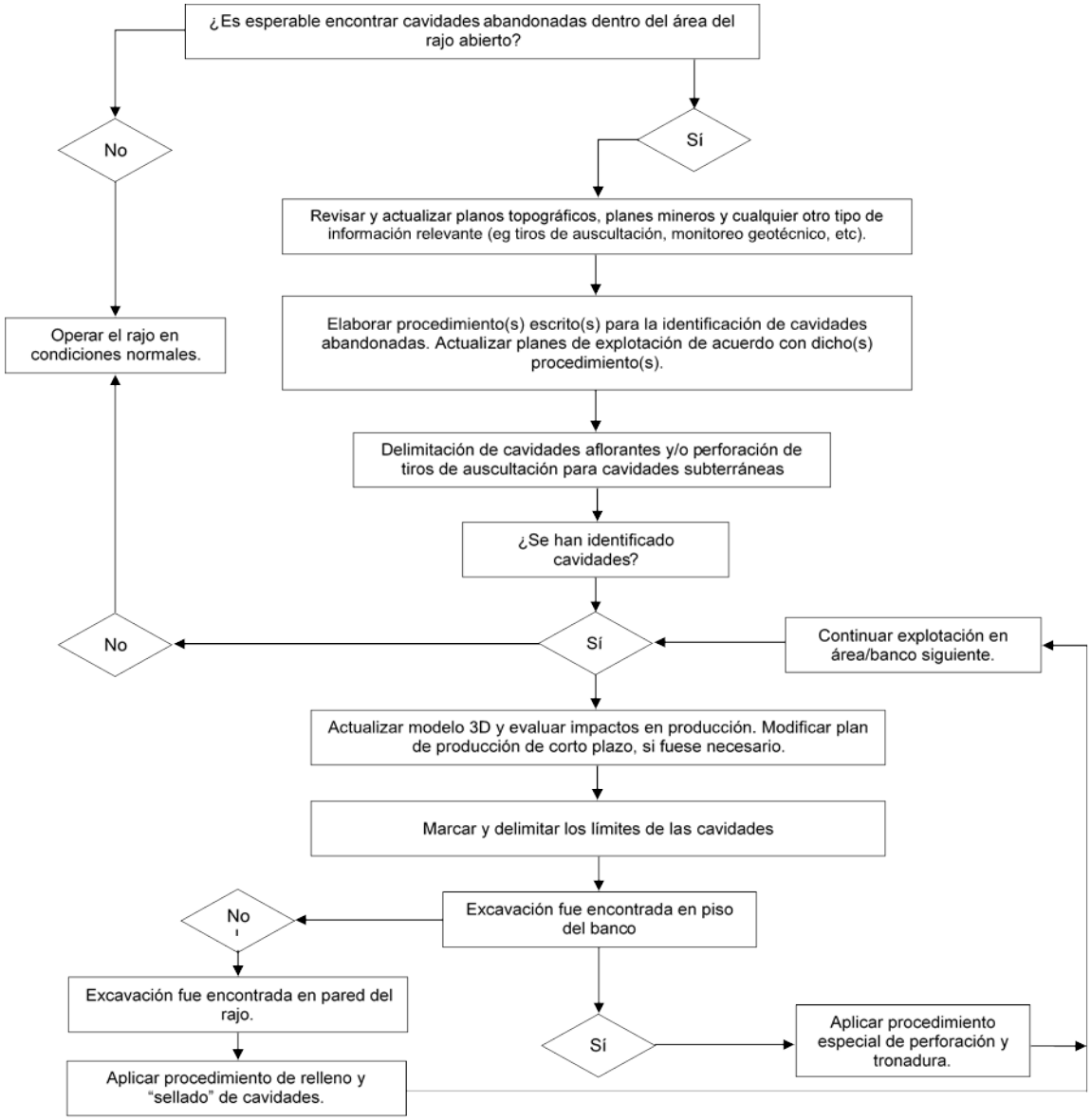


Figura 4. Mapa de proceso para el manejo de interacciones de una mina a cielo abierto con cavidades subterráneas abandonadas (modificado de Moshab, Western Australia, 2000).

Limitaciones del Análisis de Estabilidad Mediante Equilibrio Límite

En los estudios geotécnicos y geomecánicos de la mina a cielo abierto, se incluyeron las cavidades identificadas, y se evaluó el posible efecto de éstas en las condiciones de estabilidad de los diseños proyectados, a través de un análisis de equilibrio límite con el software SLIDE (www.rocscience.com), como se muestra en el ejemplo de la Figura 5.

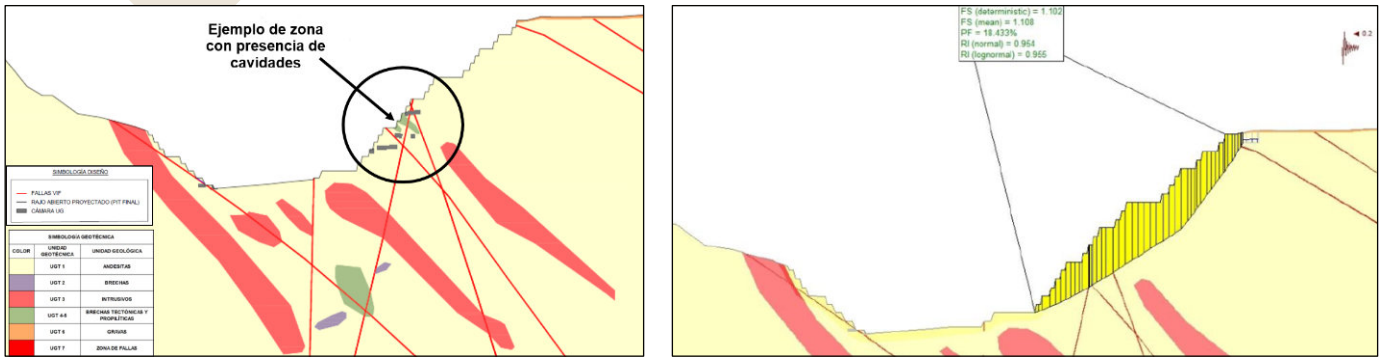


Figura 5. Ejemplo de sección esquemática de Mina a Cielo Abierto con presencia de cavidades existentes y análisis de estabilidad de equilibrio límite con software SLIDE.

Es importante indicar que este tipo de análisis es limitado, y no permite obtener los efectos reales asociados a la presencia de las cavidades pre-existentes, por lo que, en este caso en particular, se desarrolla un modelo numérico tridimensional de elementos finitos, mediante el uso del software RS3 (www.rocscience.com).

Definición del Modelo Numérico Tridimensional

La modelación numérica 3D considera las etapas de análisis que se muestran en el flujograma de la Figura 6.

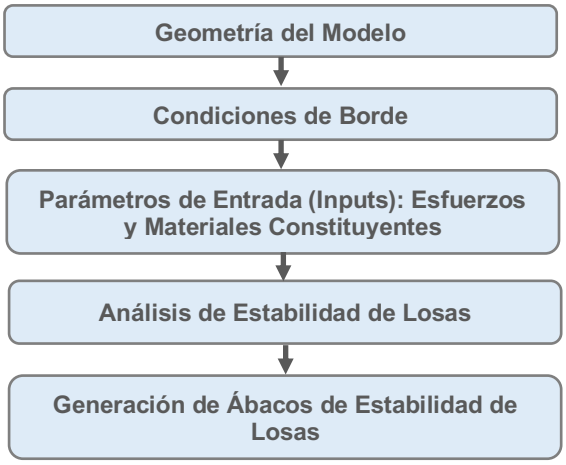


Figura 6. Flujograma de análisis mediante modelamiento numérico a través del software de elementos finitos RS3 V2 (www.rocscience.com).

El modelo numérico considera de manera explícita las cavidades existentes, las estructuras principales y la topografía superficial de la

mina a cielo abierto, que son construidos dentro de un "box" de análisis a escala mina, cuyas condiciones de borde y enmallado se representan en la Figura 7.

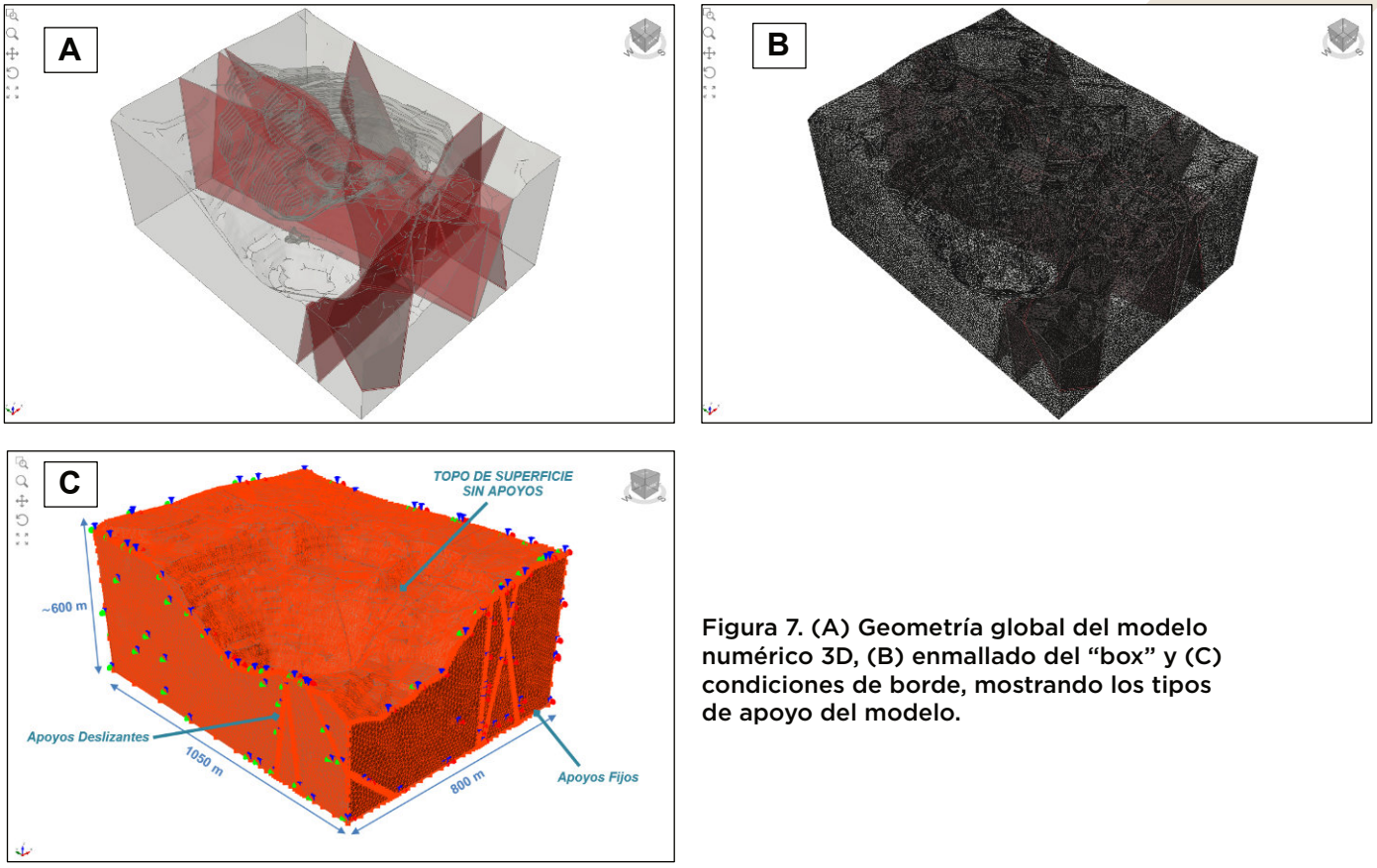


Figura 7. (A) Geometría global del modelo numérico 3D, (B) enmallado del "box" y (C) condiciones de borde, mostrando los tipos de apoyo del modelo.

El ambiente de esfuerzos "In-Situ" en el sector de análisis se encuentra definido por una serie de mediciones de esfuerzos obtenidos a través de la técnica de sobre-perforación ("Hollow Inclusion", HI), desarrollados entre los años 1997 y 2009.

De esta forma, se estima que el tensor de esfuerzos predominante en el área de análisis se encuentra definido por una componente de esfuerzo principal mayor con orientación E-W, un esfuerzo intermedio N-S y una componente menor asociada al esfuerzo vertical, en concordancia con las magnitudes y orientaciones mostradas en la Tabla 1.

Tabla 1. Magnitudes y orientaciones de esfuerzos "In Situ" para el sector de análisis.

Esfuerzos Principales "*In-Situ*"	
Magnitud (MPa)	**Orientación**
$\sigma_1 = \sigma_{xx} = 1.65 \times \sigma_v$	Rumbo E-W
$\sigma_2 = \sigma_{yy} = 1.33 \times \sigma_v$	Rumbo N-S
$\sigma_3 = \sigma_{zz} = 1.0 \times \sigma_v$	Vertical

Propiedades Constitutivas del Modelo

El resumen de las propiedades de roca intacta utilizadas en la modelación numérica se muestran en la Tabla 2.

Tabla 2. Propiedades de Roca Intacta utilizadas en la modelación numérica.

Unidad Geotécnica	ROCA	FALLA
GSI	52	30
Densidad (g/cm^3)	2.59	2.50
σ_{c50} (MPa)	135	15
v	0.25*	0.35*
E_i (GPa)	40.0*	10.0*
mi	22	12
σ_{c50}: Resistencia a la Compresión	*v: Razón de Poisson*	
Ei: Modulo de Young	*mi: Parámetro criterio de Hoek & Brown*	

A partir de las propiedades de Roca Intacta, y considerando los valores de GSI (Hoek y Marinos, 2000), se realiza el escalamiento a Propiedades de Macizo Rocoso utilizando el criterio de Hoek & Brown (2002), mediante el uso de software RocData de Rocscience.

Las propiedades de Macizo Rocoso utilizadas en el Modelo Numérico 3D, se entregan en las Tablas 3 y 4.

Tabla 3. Propiedades constitutivas del Modelamiento (ROCA).

Propiedades de Macizo Rocoso (determinadas con software RocData)		
Parámetro	**ROCA**	**Comentarios**
GSI	52	*Índice de Resistencia Geológica (Hoek). Dato de terreno.*
m_b	3.96	*Parámetro de Hoek-Brown. Peak.*
s	0.005	*Parámetro de Hoek-Brown. Peak.*
a	0.505	*Parámetro de Hoek-Brown.*
E_{rm}	11220 MPa	*Módulo de elasticidad (Young).*

Tabla 4. Propiedades constitutivas del Modelamiento (FALLA).

Propiedades de Macizo Rocoso (determinadas con software RocData)		
Parámetro	**FALLA**	**Comentarios**
GSI	30	*Índice de Resistencia Geológica (Hoek). Dato de terreno.*
m_b	0.98	*Parámetro de Hoek-Brown. Peak.*
s	0.0004	*Parámetro de Hoek-Brown. Peak.*
a	0.522	*Parámetro de Hoek-Brown.*
E_{rm}	1225 MPa	*Módulo de elasticidad (Young).*

Análisis de Estabilidad con Modelación Numérica

El análisis considera la evaluación de las losas generadas entre la explotación de la mina a cielo abierto y los techos de las cavidades subterráneas pre-existentes, considerando cuatro (4) etapas de minado: condición actual (Fase 0), Fase 1, Fase 2 y Fase 3.

La condición de las excavaciones existentes identificadas en el sector de emplazamiento, junto con una vista isométrica de la ubicación de éstas, respecto al diseño de "pit final" (incluyendo las estructuras principales), se presenta en las imágenes de la Figura 8.

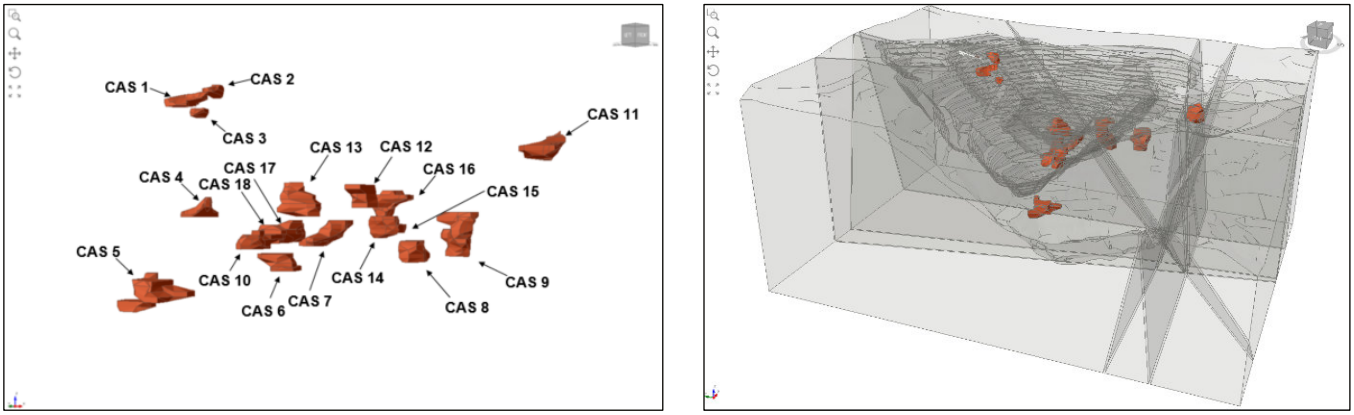


Figura 8. Cavidades modeladas (imagen de la izquierda), y representación de las cavidades pre-existentes, junto con las fallas y open pit proyectado (imagen izquierda).

Una vista en planta e isométrica, correspondiente a la ubicación y disposición de siete (7) secciones de análisis (S1 a S7), se entrega en la Figura 9.

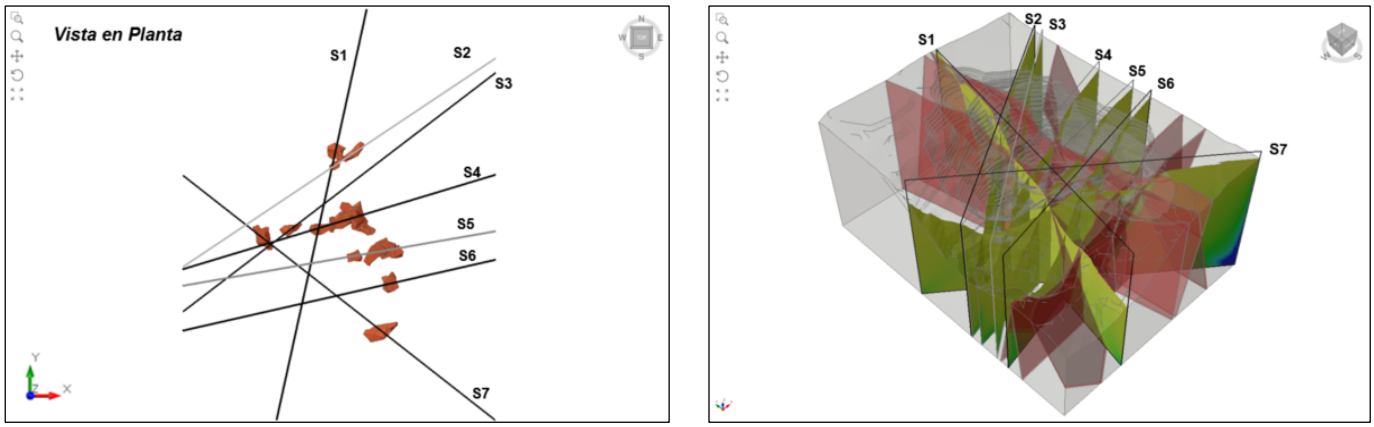
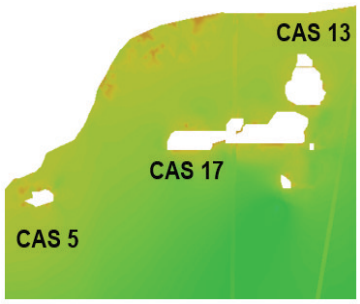
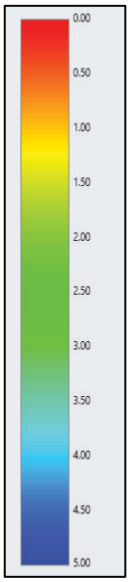
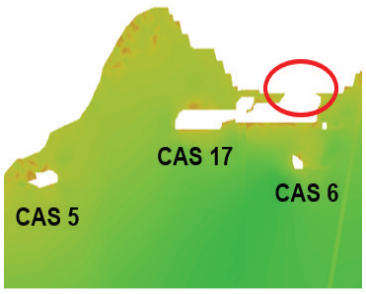


Figura 9. (A) Ubicación en planta de perfiles de análisis del modelo 3D y (B) representación tridimensional de las siete (7) secciones de análisis en el "Box" del modelo numérico.

Interpretación de las Secciones de Modelación Numérica

A partir de la modelación numérica, se generan secciones de análisis, cuya interpretación se resume, a modo de ejemplo para la Sección 4, en la Tabla 5.

Tabla 5. Interpretación de la Sección 4, Fase 0 y Fase 1 de la explotación de la mina a cielo abierto.

Figura	Leyenda	Sección	Fase	ID Cavidad	Espesor Losa (m)	H.R (m)	Rango F.S	Condición de estabilidad
	Factor de Seguridad 	4	0	CAS 5	15.0	6.5	1.3 - 1.7	Estable
				CAS 13	32.0	8.0	1.4 - 2.0	Estable
				CAS 17	87.0	9.0	1.5 - 2.2	Estable
			1	CAS 5	15.0	6.5	1.0 - 1.3	Transición
				CAS 6	28.0	7.6	1.0 - 1.5	Transición
				CAS 17	7.0	9.0	< 1.0	Inestable (Conecta)

RESULTADOS

A partir de la interpretación de las modelaciones numéricas, para las secciones de análisis, se realiza la categorización de las condiciones de estabilidad de cada una de las losas generadas, considerando escenarios de clasificación de los Factores de Seguridad (FS) de éstas, de tal forma que se define:

- **Condición Estable:** la losa presenta valores de Factor de Seguridad (FS) mayores a 1.3.
- **Condición de Transición:** presenta valores de FS entre 1.0 y 1.3
- **Condición Inestable:** con valores de FS menores a 1.0.

Considerando esta información, es posible obtener el ábaco de estabilidad de la Figura 10, que relaciona el Radio Hidráulico (HR) de la cavidad (representada en el eje X del gráfico), con respecto al tamaño o espesor de la losa (en el eje Y del ábaco), considerando tres áreas de estabilidad: Estable (en color verde), Transición (en color amarillo), e Inestable (en color rojo).

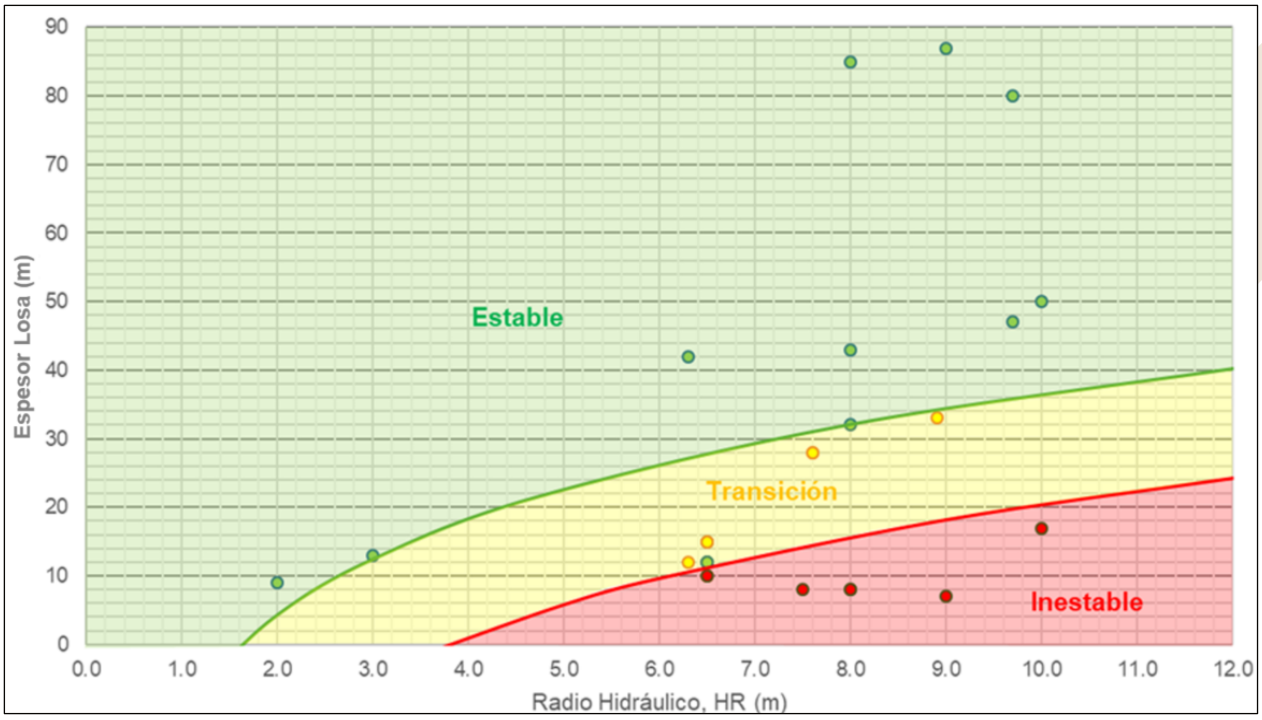


Figura 10. Ábaco de estabilidad que asocia el Radio Hidráulico (HR) de una cavidad pre-existente, con el tamaño de losa generada durante una explotación a cielo abierto.

En consecuencia, en el Ábaco de la Figura 10, la condición de estabilidad de las losas se encuentra determinada por dos (2) parámetros fundamentales que corresponden a:

- **Espesor de la losa (m)**, que se define como la altura del material rocoso emplazado sobre la cavidad subterránea, y cuya dimensión se mide entre en el techo de la cavidad y el piso o superficie en el banco.
- **Radio Hidráulico, HR (m)**, el cual se calcula como el cociente entre la superficie (m^2) del techo de la cavidad dividido por el perímetro (m) de ésta.

La aplicación del Ábaco de Estabilidad de Losas se ejemplifica a continuación:

A partir de los análisis empíricos desarrollados durante la explotación de la mina a cielo abierto, es posible estimar que las losas de 8 metros de espesor son estables para cavidades cuyos Radios Hidráulicos sean iguales o menores a 2.4 m, tal como se muestra en el círculo de color verde en el ábaco de la Figura 11.

Si se mantiene el espesor de la losa en 8 m, pero el Radio Hidráulico de la cavidad subterránea, aumenta a 4.0 m, la losa se encontrará dentro de la zona de transición, representada por el círculo de color amarillo en el gráfico de la Figura 11. En este tipo de escenario se deberá activar el protocolo de trabajo sobre cavidad subterránea.

Si la cavidad es aún mayor, por ejemplo, con un Radio Hidráulico de 6.0 m, la losa de 8 m de espesor se presentaría en condición inestable, por lo que se deberá activar el protocolo de perforación para ejecutar la conexión forzada de la losa. Dicho escenario de ejemplo, se representa con un círculo de color rojo en el ábaco de la Figura 11.

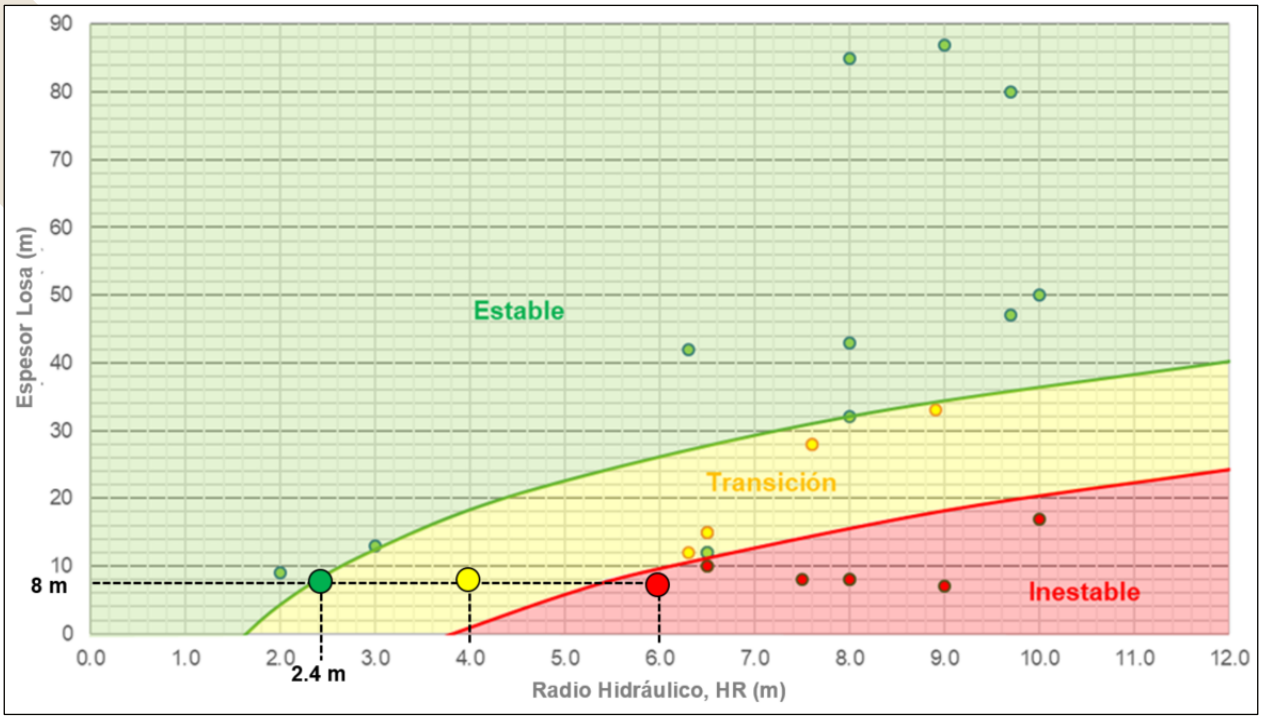


Figura 11. Ejemplos de análisis de estabilidad de Losas, mediante el uso del Ábaco de diseño, a partir del Radio Hidráulico de cavidades.

CONCLUSIONES

Se desarrolló y presentó el análisis asociado a las cavidades pre-existentes, para las distintas fases de explotación de una mina a cielo abierto, a través de modelaciones numéricas tridimensionales (con RS3), que permitieron obtener condiciones esperadas, cuyos resultados se utilizaron para la construcción de un Ábaco de Estabilidad de Losas, definidos por dos parámetros: Espesor Losa (m) y Radio Hidráulico, HR (m) de la cavidad asociada a ésta.

De esta forma, y una vez obtenidos los resultados de la auscultación y escaneo topográfico de las cavidades pre-existentes, se calcula el espesor de la Losa y el Radio Hidráulico de la cavidad asociada, los cuales son ingresados en el Ábaco, a objeto de estimar la condición esperada: Estable, Transición e Inestable.

Es importante indicar que el Ábaco construido a través de modelaciones numéricas, corresponde a una primera etapa o "línea base de la estabilidad", por lo que su uso debe ser complementado siempre, con evaluaciones y análisis de las condiciones geotécnicas y estructurales, para cada caso en particular.

La importancia de este tipo de análisis permite establecer una metodología de estudio a través de la cual, se obtiene una herramienta práctica de evaluación de estabilidad de explotaciones a cielo abierto, que pueden verse afectadas por cavidades subterráneas pre-existentes.

REFERENCIAS CITADAS

Hoek, E., & Marinos. (2000). Predicting Tunnel Squeezing Problems in Weak Heterogeneous Rock Masses. Tunnels and Tunnelling International; 132 (11):45-51.

Hoek, E. & Brown, E. T. (2002). Joint strength in rock masses. In The Hoek-Brown failure criterion: 2002 Edition (pp. 9-20).

MOSHAB (Mines Occupational Safety and Health Advisory Board). (2000). Geotechnical considerations in underground mines: Guideline. Department of Minerals and Energy, Western Australia.

VOLADURA MASIVA DEL REBAJE 180 H EN MINA LAS CUEVAS: DISEÑO, IMPLEMENTACIÓN Y RESULTADOS

MASSIVE BLASTING OF THE 180 H STOPE AT LAS CUEVAS MINE: DESIGN, IMPLEMENTATION AND RESULTS

Ing. Sergio Zamora Martínez
sergio.zamora@explosivos.com,
Ing. Miguel Ángel Rivera Briones,
Ing. Brandon Díaz Rodríguez,
Ing. Arturo Zendejas Rangel,
PhD. Ing. Sergio Alan Moreno Alanís.

EXPLOSIVOS OVIEDO

RESUMEN

Este artículo detalla los resultados de un proyecto de voladura masiva realizado en el rebaje 180 H de la mina Las Cuevas, ubicada en San Luis Potosí, México. El objetivo principal fue lograr un hundimiento controlado mediante voladuras en abanico, optimizando la fragmentación del mate.0rial y minimizando riesgos operativos, de seguridad y ambientales. El rebaje 180 H, compuesto por fluorita con presencia de arcilla y caliza en los contactos, presentaba un RMR de 55 (roca de calidad media) y una inclinación cercana a la vertical (87°), lo que requería una planificación rigurosa para garantizar la estabilidad geotécnica y la continuidad operativa.

La metodología incluyó un diseño preciso de barrenación, cargado de explosivos y secuencia de detonación. Se barrenaron 45 líneas de abanicos (14,400 metros lineales) y 29 líneas de ranuras (4,205 metros lineales), con diámetro de 3 pulgadas. El cargado se realizó con explosivos de alta energía como carga de fondo (Booster 90 de densidad 1.65 g/cc) y como carga de columna se utilizó explosivos de baja densidad (ANFO de densidad 0.85 g/cc), empleando detonadores electrónicos y el sistema para CUBE® para una secuencia de retardos controlada y una detonación desde superficie. Tecnologías avanzadas como el software i-Blast® permitieron simular la fragmentación, desplazamiento del material y distribución de energía, mientras que el sistema Boretrack® aseguró la precisión en la barrenación.

Los resultados demostraron una fragmentación óptima, facilitando el manejo y transporte del material, así como el cumplimiento de los plazos operativos. En términos de seguridad, no se registraron accidentes ni incidentes, y las vibraciones se mantuvieron dentro de los límites permitidos (por debajo de 2 plg/s), protegiendo la infraestructura circundante. El proyecto destacó la importancia de la integración de tecnologías innovadoras, como monitoreo en tiempo real con sismógrafos. Las conclusiones subrayan el éxito en el hundimiento controlado, la reducción de costos operativos y el cumplimiento de normativas ambientales y de seguridad, estableciendo un precedente para futuros proyectos similares.

Palabras clave: Voladura masiva, hundimiento controlado, fragmentación, Iniciadores electrónicos, seguridad minera.

ABSTRACT

This article details the results of a large-scale blasting project conducted in the 180 H undercut at the Las Cuevas mine, located in San Luis Potosí, Mexico. The primary objective was to achieve a controlled cave-in through fan drilling and blasting, optimizing material fragmentation while minimizing operational, safety and environmental risks. The 180 H undercut, composed of fluorite with clay and limestone at the contacts, had an RMR of 55 (medium-quality rock) and a near-vertical inclination (87°), requiring rigorous planning to ensure geotechnical stability and operational continuity.

The methodology included precise drill design, explosive loading, and detonation sequencing. A total of 45 fan drill lines (14,400 linear meters) and 29 slot drill lines (4,205 linear meters) were drilled with a 3-inch diameter. High-energy explosives were used as the bottom charge (Booster 90 with a density of 1.65 g/cc), while low-density explosives (ANFO with a density of 0.85 g/cc) were used

as the column charge. Electronic detonators and the CUBE® system were employed for controlled delay sequencing and surface-initiated detonation. Advanced technologies such as i-Blast® software allowed for the simulation of fragmentation, material displacement, and energy distribution, while the Boretrack® system ensured drilling accuracy.

The results demonstrated optimal fragmentation, facilitating material handling and transportation, as well as adherence to operational timelines. In terms of safety, no accidents or incidents were recorded, and vibrations remained within permissible limits (below 2 in/s), protecting surrounding infrastructure. The project highlighted the importance of integrating innovative technologies, such as real-time monitoring with seismographs. The conclusions underscore the success of the controlled cave-in, reduced operational costs, and compliance with environmental and safety regulations, setting a precedent for future similar projects.

Keywords: Mass blasting, controlled collapse, fragmentation, electronic detonators, mining safety.

I. INTRODUCCIÓN

La minería subterránea enfrenta desafíos únicos en la extracción de minerales en zonas críticas, donde realizar hundimientos controlados es esencial para garantizar la estabilidad geotécnica y la continuidad operativa. En mina Las Cuevas, ubicada en San Luis Potosí, México, el rebaje 180 H un cuerpo mineralizado de fluorita con presencia de arcilla y caliza en los contactos presentaba condiciones geomecánicas complejas, caracterizadas por un RMR de 55 (roca de calidad media) y una inclinación cercana a la vertical (87°). Estas condiciones, sumadas a la presencia de grietas y material arcilloso, hacían necesario un enfoque técnico riguroso para evitar riesgos de inestabilidad y optimizar la fragmentación del material.

El motivo principal de este trabajo fue diseñar e implementar una voladura masiva controlada que permitiera el hundimiento seguro y eficiente del rebaje 180 H, minimizando impactos de seguridad, ambientales y operativos. Para ello, se establecieron como objetivos específicos:

- Lograr una fragmentación óptima que facilitara el manejo y transporte del material.
- Garantizar la precisión en la barrenación y secuencia de detonación.
- Mantener vibraciones dentro de los límites normativos para proteger la infraestructura circundante.

Previo al diseño de la voladura, se realizaron estudios geológicos y geomecánicos detallados, incluyendo análisis de resistencia de la roca. Estos estudios confirmaron la viabilidad del método de voladura en abanico, respaldado por tecnologías avanzadas como el software i-Blast® para simulación de fragmentación lo que permitió optimizar parámetros como bordo y espaciamiento, carga explosiva y retardos, así como el sistema Boretrack® para monitoreo de perforación.

Este proyecto no solo buscó resolver un desafío operativo local, sino también demostrar la efectividad de la integración de tecnologías innovadoras en entornos mineros complejos, alineándose con las tendencias globales hacia la minería sostenible.

II. METODOLOGÍA

La metodología empleada en el proyecto de voladura masiva del rebaje 180 H en la mina Las Cuevas fue diseñada para garantizar un hundimiento controlado, una fragmentación óptima y la máxima seguridad operativa. Este proceso se estructuró en cuatro etapas interrelacionadas, cada una respaldada por tecnologías avanzadas, protocolos estandarizados y análisis técnicos rigurosos:

- Caracterización geológica y geomecánica del macizo rocoso
- Diseño técnico de barrenación y voladura
- Selección y aplicación de tecnologías de control
- Ejecución operativa con protocolos de seguridad

Caracterización Geológica y Geomecánica del Área de Estudio

En el contexto del rebaje 180 H de la mina Las Cuevas, este proceso representó un ejercicio técnico multidisciplinario orientado a comprender el comportamiento mecánico del macizo rocoso bajo las cargas inducidas por la voladura masiva.

Evaluación Geológica Detallada

La evaluación geológica del rebaje 180 H se realizó mediante un enfoque multidisciplinario con técnicas de campo mediante (1) Mapeo geológico estructural (Lillo, 2013) y (2) Identificación de zonas de debilidad y discontinuidades. Los resultados mostraron un cuerpo mineralizado de fluorita (CaF_2) con intercalaciones de material arcilloso y contactos de caliza.

Clasificación Geomecánica

La caracterización geomecánica del rebaje 180 H se fundamentó en dos sistemas de clasificación internacionalmente reconocidos (1) Rock Mass Rating (RMR) cuyo valor fue de 55 (Bieniawski, 1989) y (2) el Q de Barton cuyo índice se estableció en 4.2 (Barton, 1974)

Diseño técnico de barrenación y voladura

El diseño de las voladuras en el rebaje 180 H se fundamentó en criterios técnicos especializados, considerando parámetros geomecánicos, objetivos operacionales y restricciones de seguridad. El proceso se desarrolló en tres etapas principales:

- Diseño de barrenación
- Selección y distribución de explosivos
- Secuencia de detonación.

Diseño de barrenación

La barrenación constituye la base estructural de cualquier voladura, donde la precisión en la ubicación y orientación de los barrenos determina en gran medida el éxito una voladura. Para el rebaje 180 H, se implementó un esquema híbrido que combinó voladuras de contrapozos de salida (slot raise drilling), ranuras (slot drilling) y en abanico (fan drilling) diseñadas para maximizar la eficiencia energética mientras se mantuvo la estabilidad del macizo rocoso circundante.

Contrapozo de salida (Figura 1): El diseño de la barrenación para el contrapozo de salida contempló perforaciones con dos diámetros distintos: 127 mm (5 plg) para barrenos vacíos que ayudaron a generar la salida en la voladura y 76.2 mm (3 plg) en las perforaciones que se cargaron con explosivo, todas las perforaciones se realizaron con una longitud uniforme de 28 metros con una orientación vertical, esta perforaciones se establecieron con un patrón de perforación específico que consideró la relación óptima entre bordo y espaciamiento para asegurar la ruptura completa del material y la generación de la salida para posteriores voladuras.

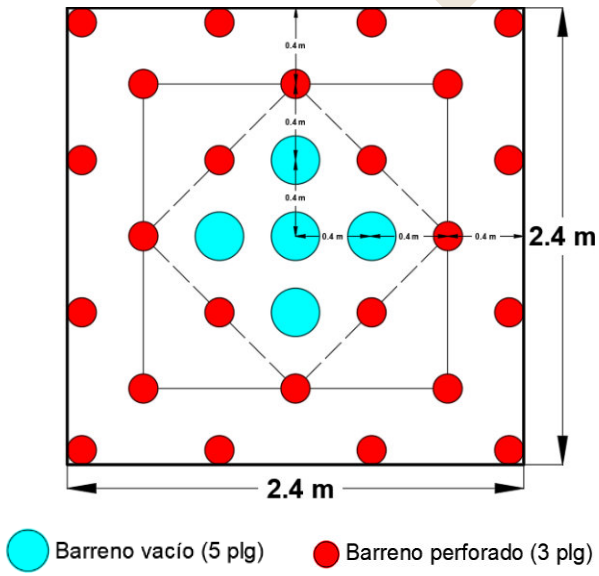


Figura 1: Plantilla de barrenación de contrapozo.

Ranuras (Figura 2): El diseño de la barrenación de ranuras se realizó con un diámetro estándar de 76.2 mm (3″), óptimo para mantener un balance adecuado entre la carga explosiva y el control de la fragmentación. Cada perforación alcanzó una profundidad de 28 metros, permitiendo cubrir la altura total del banco de explotación con un solo disparo, se estableció una orientación vertical de la barrenación. Para maximizar los resultados, se estableció un bordo de 1.5 metros y un espaciamiento de 2 metros, parámetros calculados en función de las propiedades geomecánicas del terreno y las características del explosivo utilizado.

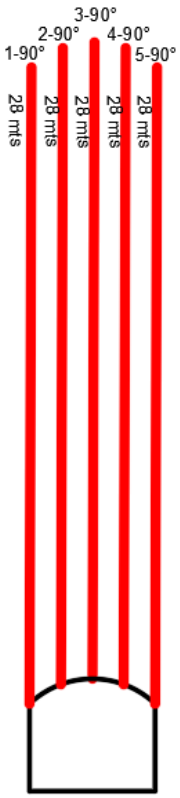


Figura 2: Plantilla de barrenación de ranuras.

Abanicos (Figura 3): El diseño de los abanicos de perforación se optimizó para para garantizar una cobertura completa de la zona de hundimiento, el cual se adaptó a la geometría variable del minado. Cada abanico se realizó con perforaciones de diámetro de 76.2 mm (3″), seleccionado para equilibrar la eficiencia de carga explosiva con el control de fragmentación. La profundidad de las perforaciones fue variada gradualmente entre 7 y 28 metros. Una característica clave de este diseño fue la orientación variable de las perforaciones (0° a 354°), que permitió cubrir toda el área de hundimiento con precisión. Los parámetros establecidos para bordo y espaciamiento fueron de 3 m y 3.5 m.

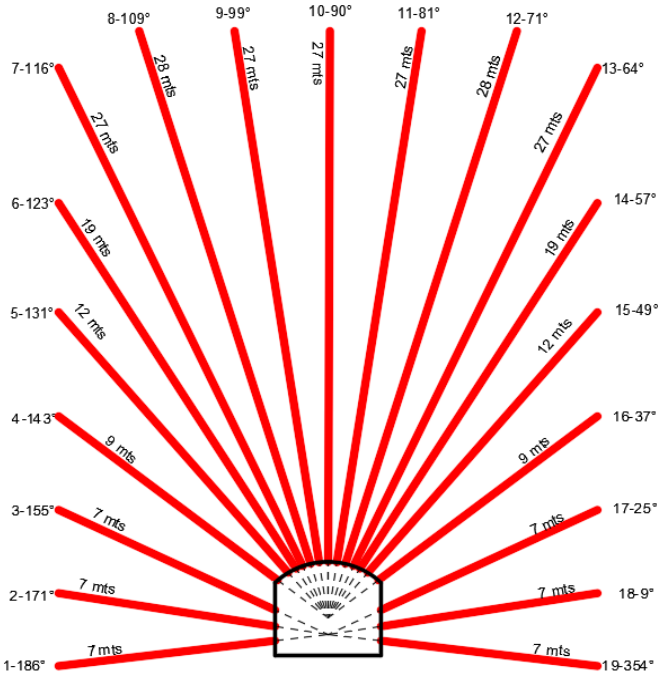


Figura 3: Plantilla de barrenación de abanico.

Selección y distribución de explosivos

La selección de explosivos representa un compromiso crítico entre potencia requerida y seguridad operativa. En entornos subterráneos con presencia de zonas debilitadas (como las "abras" identificadas), este balance se vuelve particularmente sensible. El enfoque adoptado consideró no solo las propiedades físico-químicas de los explosivos, sino también su interacción con las características geomecánicas del macizo rocoso.

Contrapozo de salida (Figura 4): El diseño de carga para el contrapozo de salida se optimizó mediante una combinación estratégica de explosivos de alto desempeño y sistemas de iniciación de precisión. Para la carga de fondo se emplearon 4 cargas de booster 90, caracterizadas por su alta densidad (1.65 g/cc) y excepcional velocidad de detonación (7,550 m/s). La carga de columna consistió en ANFO (Anfoviedo Subterráneo®), seleccionado por su densidad equilibrada (0.85 g/cc) y velocidad de detonación moderada (3,500 m/s). Este explosivo proporcionó una liberación de energía sostenida a lo largo de la columna, Para maximizar la eficiencia se implementó un taco de 4 metros donde se colocó un tapón plastico. Se empleó el sistema de iniciación de detonadores electrónicos de alta precisión E-STAR®, reconocidos por su tolerancia de apenas ±0.1 milisegundos.

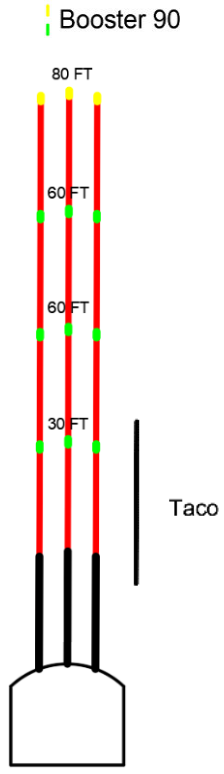


Figura 4: Distribución de explosivo en contrapozo

Ranura (Figura 5): El esquema de carga para las ranuras de voladura se desarrolló mediante una combinación estratégica usando una carga de fondo con 4 cargas de booster 90, seleccionadas por sus excepcionales características de densidad de 1.65 g/cc y una velocidad de detonación de 7,550 m/s, como carga de columna se empleó ANFO (Anfoviedo Subterráneo®), caracterizado por una densidad de 0.85 g/cc y velocidad de detonación de 3,500 m/s. Este explosivo fue seleccionado por su balance óptimo entre potencia y costo, proporcionando una energía sostenida a lo largo de toda la columna de perforación que garantiza una fragmentación homogénea del material, se estableció un taco de 4 m y para la iniciación de la columna explosiva se emplearon iniciadores electrónicos.

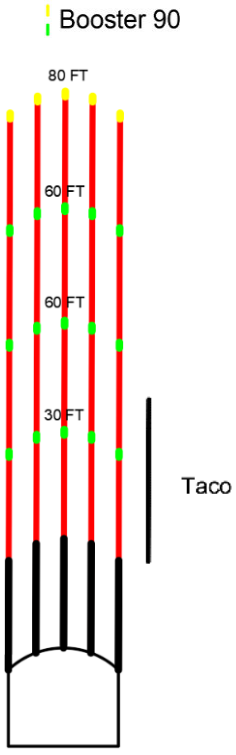


Figura 5: Distribución de explosivo en ranuras.

Abanicos (Figura 6): El esquema de carga para los abanicos de perforación se diseñó empleando como carga de fondo entre 2 y 4 cargas de booster 90 de densidad 1.65 g/cc y una velocidad de detonación de 7,550 m/s, para la carga de columna, se seleccionó ANFO (Anfoviedo Subterráneo®) con densidad de 0.83 g/cc y velocidad de detonación de 3,500 m/s, el diseño de taco variable desde 2m en las tablas hasta 5m en el cielo, como iniciadores de la columna explosivo se emplearon iniciadores electrónicos con un rengo de dispersión de ± 1 ms.

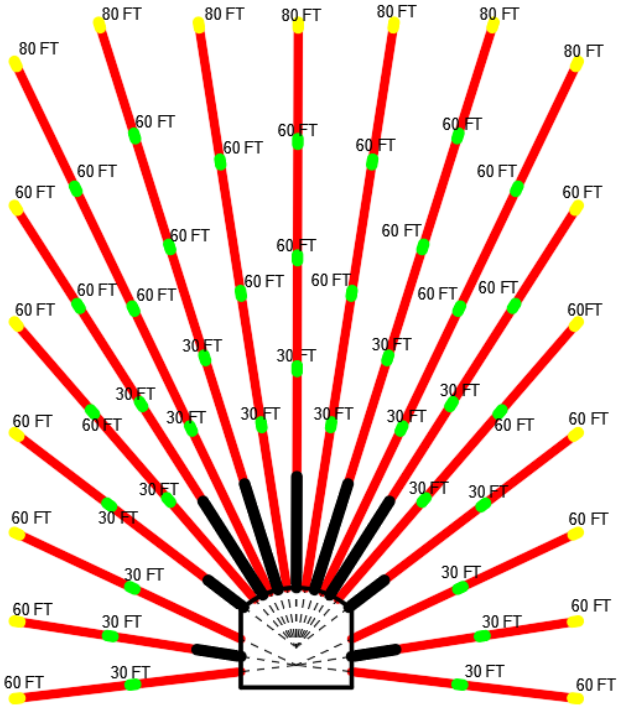


Figura 6: Distribución de explosivo en abanicos.

Secuencia de detonación

El tiempo es quizás el factor más subestimado en el diseño de voladuras, donde milisegundos de diferencia pueden alterar significativamente los patrones de fragmentación y los niveles de vibración inducida. La secuencia de retardos implementada en el rebaje 180 H se derivó de un análisis dinámico que considera tanto la propagación de ondas de esfuerzo como los mecanismos de interacción entre barrenos adyacentes.

Contrapozo de salida (Figura 8): El diseño de voladura para el contrapozo de salida incorporó un sofisticado sistema de retardos electrónicos que garantizó una secuencia de detonación óptima y controlada. La secuencia implementada abarca un rango de 10 a 1,135 milisegundos, con valores específicamente seleccionados para cada carga explosiva según su posición en el patrón de perforación. Los valores de retardo empleados incluyeron: 10, 85, 100, 110, 335, 435, 535, 735, 935 y 1,135 ms, creando una progresión energética perfectamente sincronizada.

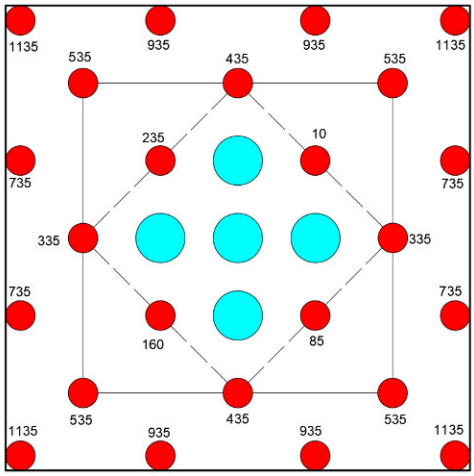


Figura 7: Retardos de barrenos de contrapozo en milisegundos.

Ranuras (Figura 8 y 9): El patrón de voladuras para las ranuras se implementó una innovadora secuencia en "V" con retardos de entre 10 y 30 milisegundos por línea. Esta configuración creó un frente de fractura progresivo que optimizó la fragmentación y el movimiento de roca.

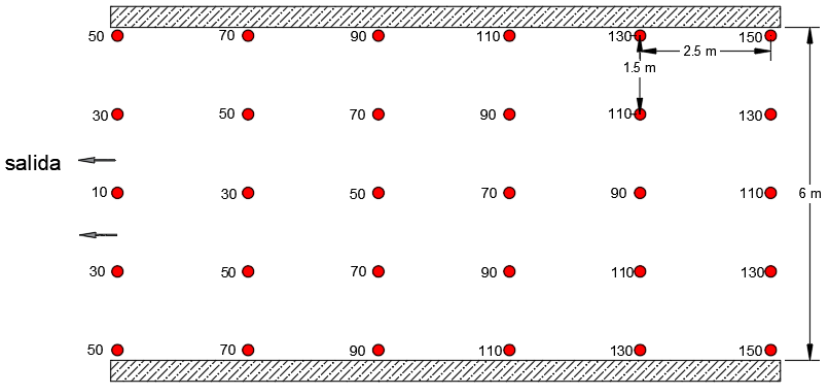


Figura 8: Secuencia de detonación en una plantilla de barrenación de ranuras.

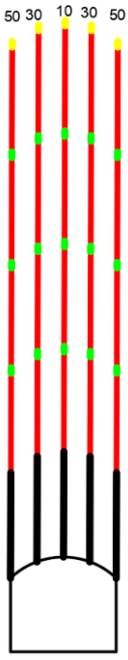


Figura 9: Retardos de una línea de barrenos en milisegundos

Abanicos (Figura 10 y 11): El diseño de voladura para los abanicos combinó estratégicamente dos patrones complementarios: un disparo radial con retardos escalonados (25-500 ms) y una secuencia de detonación en "V", optimizando la energía explosiva para lograr una fragmentación controlada y un avance eficiente del frente. La numeración mostrada en la imagen 11 (valores del 1 al 7) indica el orden preciso de iniciación desde el núcleo central hacia los extremos, replicado simétricamente en ambas fases de operación.

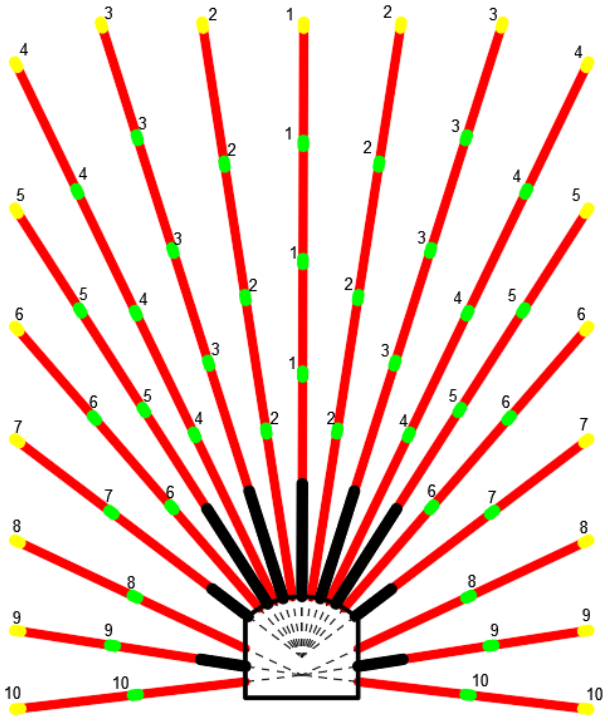


Figura 10: Detonación de barrenos de abanico.

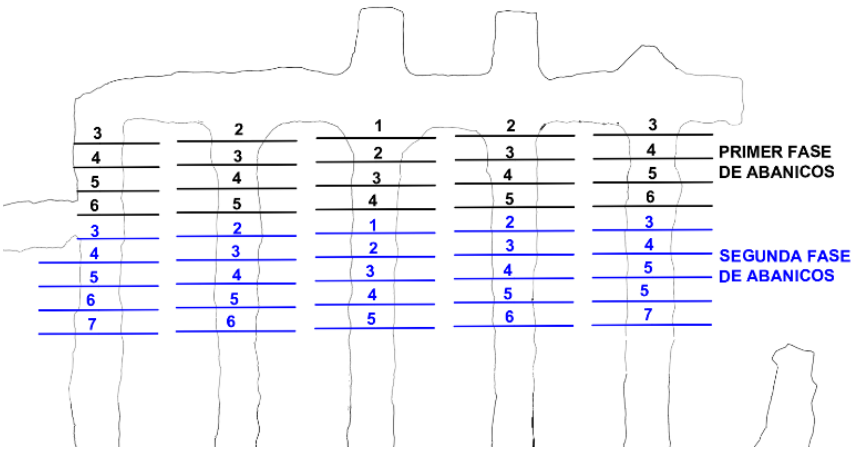


Figura 11: Secuencia de detonación de líneas de abanico en dos etapas.

Selección y aplicación de tecnologías de control

En la realización de la voladura masiva en mina las Cuevas, la implementación de tecnologías de control de última generación representó un factor determinante para garantizar precisión, seguridad y eficiencia operativa. Durante la duración del proyecto del rebaje 180 H, se adoptó un sistema integrado de monitoreo y control que combinó herramientas digitales avanzadas con protocolos estandarizados, permitiendo la gestión en tiempo real de todos los parámetros críticos del proceso. Este enfoque tecnológico respondió a tres necesidades fundamentales:

- Optimización del diseño de voladura.
- Reducción de riesgos operacionales.
- Cumplimiento de normativas ambientales.

Plataforma I-Blast (DNA Blast®)

El software i-Blast® constituyó el núcleo del proceso de diseño, permitiendo transformar datos geomecánicos y del explosivo en parámetros operativos óptimos. Dicha información tuvo una aplicación específica de simulación 3D de la voladura, el análisis de distribución de energía explosiva y una predicción de fragmentación óptima.

Sistema Boretrack®

La verificación geométrica de los barrenos representa el primer eslabón en la cadena de control de calidad. El Boretrack® propor-

cionó capacidades de medición con precisión milimétrica directamente en el frente de trabajo, realizando una medición completa de toda la barrenación, la generación de reportes CAD/3D por cada barreno, además toda esta información nos permitió la integración con i-Blast para ajustes en tiempo real.

Sistema de Iniciación Electrónica

Para el proyecto del rebaje 180 H, se implementó una solución integrada de iniciación electrónica que combina los detonadores ESTAR® con la plataforma de control CUBE®, permitiendo una detonación completamente automatizada y segura desde superficie. Este sistema representó un avance tecnológico clave al eliminar la necesidad de personal en el interior de la mina durante el disparo.

Red de Monitoreo de vibraciones y onda de sobrepresión

El control de vibraciones y sobrepresión requirió un sistema distribuido capaz de discriminar entre eventos de voladura y ruido sísmico ambiental, se estableció un sistema de sismógrafos ubicados a 50 m (Galería central), 100 m (nivel superior) y 200 m (superficie) para cubrir un radio de monitoreo.

Ejecución operativa con protocolos de seguridad

Esta etapa se abordó mediante una planeación y un sistema integral que combinó protocolos con innovaciones tecnológicas. El enfoque adoptado garantizó no solo el cumplimiento de los objetivos técnicos, sino también la protección del personal, equipos e infraestructura circundante, estableciendo un referente para operaciones subterráneas de alta complejidad.

Planeación del Área de Trabajo basada en criterios de estabilidad geotécnicos

El proceso de preparación del área constituye el pilar fundamental para garantizar la seguridad operativa y eficiencia en las voladuras. Como se observa en la figura 12, el área de trabajo se estructuró con dimensiones precisas de 75 m de ancho por 35 m de largo y 180 m de altura, organizadas en una secuencia (1 al 5) que indica el orden de preparación de cada segmento.

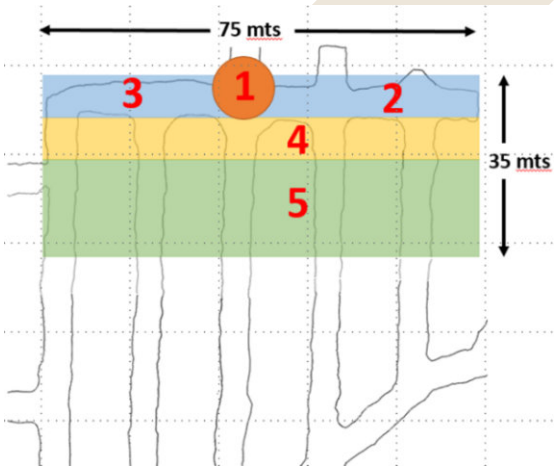


Figura 12: Etapas del minado del rebaje 180 H.

La estrategia de minado se diseñó siguiendo los principios de predicción de hundimientos en excavaciones profundas propuestos por Mathew (1981), utilizando como referencia la tabla de Mathew's Stability (Figura 13). Este marco metodológico integró un análisis geomecánico previo que incluyó la caracterización del macizo rocoso estableciendo un criterio de radio hidráulico de 9.5 como umbral crítico para inducir el hundimiento controlado. En la implementación por etapas (Figura 12), las etapas 2 y 3 se enfocaron en la apertura del área de salida con un Rh controlado de 4.4, manteniéndose intencionalmente por debajo de la zona de transición de hundimiento para garantizar estabilidad temporal durante la preparación. La etapa 4 permitió la optimización de la geometría (Rh < 7) para preservar la estabilidad del frente previo al disparo masivo, evitando colapsos prematuros.

El evento principal (Etapa 5) consistió en la detonación sincronizada de 1,000 iniciadores electrónicos superando el umbral crítico (Rh = 10.5) y generando una superficie de fractura controlada con hundimiento progresivo según lo simulado.

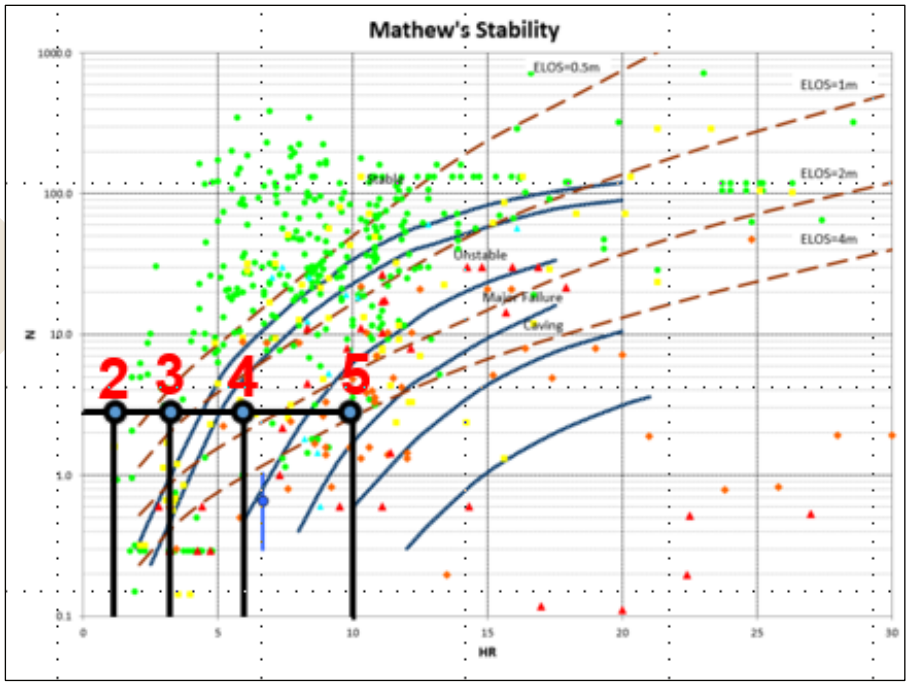


Figura 13: Etapas de minado para la generación del hundimiento controlado.

Ejecución de voladuras

La ejecución de las voladuras en el rebaje 180 H de la mina Las Cuevas representó el punto culminante de un proceso meticuloso de planificación, donde la precisión técnica, los estándares de seguridad más exigentes y la innovación tecnológica convergieron para garantizar un hundimiento controlado y eficiente. Esta etapa operativa no solo requirió la coordinación de múltiples disciplinas desde la geomecánica hasta el manejo de explosivos, sino también la implementación de protocolos rigurosos para mitigar riesgos y maximizar los resultados productivos.

Figura 14: Etapas de ejecución de voladuras.

III. RESULTADOS

La voladura masiva en el área del 180 H se ejecutó con resultados positivos en términos operacionales como de seguridad, cumpliendo con los objetivos establecidos y demostrando la efectividad de la planificación, ejecución y monitoreo.

Resultados Operacionales: Se logró el objetivo de crear un hueco, optimizando la extracción del material, la distribución de tamaños de roca estuvo por debajo de lo estimado (P80 de 10 plg), lo que facilitó el manejo del material para los equipos de carga y los tiempos de barrenación, cargado y detonación estuvieron a corde.

Resultados de Seguridad: (1) No se registraron accidentes o incidentes durante la barrenación, cargado y detonación, (2) el personal cumplió con todos los protocolos de seguridad establecidos, (3) se tuvo un control de vibraciones generadas por la voladura y se mantuvieron dentro de los límites permitidos (por debajo de 2 plg/s), tan es el caso que no se detectó algún movimiento en superficie.

IV. CONCLUSIONES

Cumplimiento de objetivos: Se logró un hundimiento controlado del rebaje 180 H, optimizando la extracción del material y manteniendo la continuidad operativa de la mina, así como una fragmentación optima del material facilitando su manejo y trasporte.

Eficiencia operativa: Los tiempos de perforación, cargado y detonación se cumplieron según lo programado, demostrando una alta eficiencia en la ejecución. El uso de tecnologías avanzadas, como el Boretrack® y los detonadores electrónicos, permitió una mayor precisión y control.

Seguridad y sostenibilidad: No se registraron incidentes durante la voladura, lo que refleja el cumplimiento de los protocolos de seguridad. Las vibraciones se mantuvieron dentro de los límites permitidos, minimizando los impactos ambientales y protegiendo la infraestructura cercana.

V. AGRADECIMIENTOS

Expresamos el más sincero reconocimiento a todas las personas y empresas que hicieron posible la realización de este proyecto y la elaboración del presente artículo:

Al personal operativo de Mina Las Cuevas, cuyo profesionalismo y compromiso con la seguridad fueron fundamentales para la ejecución impecable de este proyecto.

Al personal técnico de Explosivos Oviedo por su profesionalismo y compromiso, fueron esenciales para la ejecución ante este proyecto.

Al Departamento de Servicios Técnicos de Mina Las Cuevas por sus valiosos aportes y el monitoreo continuo durante todas las etapas del proyecto.

A los evaluadores anónimos del presente artículo, cuyas observaciones permitieron enriquecer sustancialmente el contenido técnico de este artículo.

Finalmente, un agradecimiento especial a nuestros familiares por su apoyo y comprensión durante las largas jornadas de trabajo que demandó este proyecto. Los resultados aquí presentados son el fruto del esfuerzo colectivo de todos los mencionados.

VI. BIBLIOGRAFÍA

Bieniawski, Z.T. (1989), Engineering rock mass: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering, p 52-69.

Lillo, J. y Oyarzun, R., (2013), Geología estructural aplicada a la minería y exploración minera: Principios básicos, p 73-133

Barton, N.R., Lien, R. y Lunde, J., (1974), Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support.

Hoek e., Mathews K., Wyllie D. y Stewart S., (1981), Prediction of stable excavation spans at depths below 1000m in hard rock mines.

Estimación de daño provocado por voladura mediante análisis numérico

Maricarmen Manuel Arguelles [1],
Hazel Fernando González Rendon [2]

[1] Facultad de Ingeniería, UNAM
[2] Departamento de Mecánica de rocas, CFE
marim3493@gmail.com

Resumen

El uso de explosivos representa el principal método de extracción de mineral por su eficiencia y rapidez, ya que concentra una gran cantidad de energía y gases para lograr fracturar la roca.

El presente trabajo muestra una estimación del daño inducido por voladura en macizos rocosos, mediante el uso de modelado numérico con Elementos Finitos, en un proyecto de minado a Cielo Abierto.

Mediante simulaciones dinámicas y el análisis del factor de disturbancia (D), se determina su respuesta al proceso de voladura y se estima el espesor de daño de esta. Los resultados permiten optimizar el diseño de barrenación, reducir el daño colateral, y aumentar la seguridad operativa.

La simulación de eventos permite llegar a aproximaciones reales del proceso de voladura. Entender su comportamiento permite mejorar la calidad de mineral extraído y aumentar la seguridad en las operaciones.

Abstract

The use of explosives represents the primary method for ore extraction due to its efficiency and speed, as it concentrates a large amount of energy and gases to fracture the rock.

This study presents an estimation of blast-induced damage in rock masses through numerical modeling using the Finite Element Method (FEM) in an open-pit mining project.

Through dynamic simulations and analysis of the disturbance factor (D), the rock mass response to blasting is assessed, and the damage thickness is estimated. The results allow for optimization of drilling and blasting design, reduction of collateral damage, and enhancement of operational safety.

The simulation of events enables realistic approximations of the blasting process. Understanding its behavior helps improve the quality of the extracted ore and enhances operational safety.

Introducción

Este estudio se busca la obtención de los parámetros mecánicos de la roca después de la voladura, específicamente mediante el factor D, así como el espesor donde este se debe emplear, mediante elementos finitos.

El modelo numérico se calibra con las condiciones de campo y con las estimaciones se busca analizar las implicaciones de los daños generados en cuestiones de seguridad y control de voladura para la posterior implementación de mejoras directas en la plantilla de barrenación tanto en el diseño como en el cargado.

Conocer de qué manera acurre la afectación permitiría a partir de un análisis detallado conocer las oportunidades de mejorar en barrenación y voladura favoreciendo el mejor aprovechamiento de los recursos empleados mejorando la calidad de fragmentación y aumentar la seguridad dentro de sus operaciones tomar medidas correctivas además de ajustar de manera más acertada los parámetros que se consideran para el tipo de roca especifico con el que se cuenta en futuras voladuras, estudios y planeaciones de producción.

Objetivos

Objetivo General

Estimar los efectos del uso de explosivos en la estabilidad del tajo para la determinación del espesor de daño específico por medio del análisis numérico de elemento finito

Objetivos Específicos

Evaluar espesor de daño por voladura en el talud a partir de análisis numéricos dinámicos.
Calibrar el modelo numérico con parámetros y mediciones de campo.

Antecedentes

El uso de explosivos para el desarrollo de excavaciones o la extracción de mineral en roca es empleado por su efectividad y rapidez, a través de la operación unitaria de voladura que consiste en concentrar una gran cantidad de energía de choque y gas para generar el fracturamiento en la roca. Las voladuras invariablemente generar una degradación en las propiedades mecánicas de la roca, misma que se concentra en un espesor del contorno de la detonación.

Factor de disturbancia, D

La determinación del factor de disturbancia (D), permite considerar el daño en las propiedades mecánicas del material su valor comprende de 0 a 1, bajo el criterio de rotura (Hoek y Brown, 2018).

Los rangos de D para cada operación, su selección surge de la observación y experiencia del encargado, esta es una de las razones por la que suele ser inexacto, ya que cada unidad litológica comprende parámetros geológicos-geotécnicos distintos (Hoek y Brown, 2018).

La estimación del espesor de daño por voladura comúnmente se hace mediante criterios empíricos que relacionan la altura de la voladura con el ancho, esto de acuerdo con las condiciones del corte y la roca mencionado (González, Sánchez, y Guichard, 2021). No obstante, estos criterios son generales y no describen de manera adecuada las condiciones de sitios en particular.

Modelado por el Método de Elemento Finitos (MEF)

El modelado numérico de una voladura mediante el método de los elementos finitos (FEM) permite simular la propagación de ondas, la distribución de esfuerzos y la deformación generada por los esfuerzos inducidos del explosivo, con ello se puede estimar el daño en el macizo rocoso (González, Sánchez, y Guichard, 2021).

Este enfoque considera el comportamiento dinámico del medio, permitiendo representar las condiciones iniciales del macizo, la geometría de la excavación, las cargas transitorias generadas por la explosión, así como las propiedades no lineales del material fracturado.

El método no es capaz de simular la rotura, desplazamiento, propagación de gases y fragmentación por la voladura, esto sería propio del modelado mediante elementos discretos. Sin embargo, para los fines de este estudio se puede emplear con una estimación mejor a la de los criterios empíricos (González, Sánchez, y Guichard, 2021). Final del formulario

Identificar el FS actual y las características de la voladura para un FS adecuado.

Localización.

La unidad minera se encuentra dentro del estado de Colima. La zona de estudio seleccionada corresponde a un área de producción donde se buscaba conocer los efectos de voladura respecto al daño de talud por la presencia de una estructura geológica cercana a la zona como se muestra en la (figura 1).

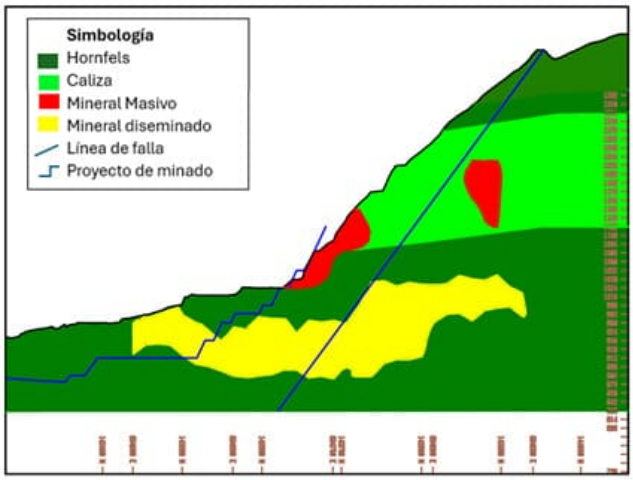


Figura 1. Perfil de la zona de estudio

La litología se comprende de Hornfels, caliza, mineral masivo y diseminado.

El análisis del estudio realizado se encuentra dentro de la unidad de Hornfels.

Metodología.

El desarrollo de este trabajo constó de varias etapas, la primera de ellas fue la selección de la zona de estudio, posterior a ello se

obtuvieron las propiedades mecánicas, físicas y de deformación de cada material y los parámetros geométricos y de carga correspondientes a la voladura efectuada en el lugar.

El procesado de las propiedades geotécnicas fue a partir de los resultados de pruebas en laboratorio y caracterización geológica de la zona, con el uso de correlaciones (Yilmaz y Unlu, 2013) y (Hoek y Brown, 1997) se obtuvieron valores dinámicos como se muestra en la (tabla 1).

Tabla 1. Propiedades dinámicas.

Hornfels	
σd [Mpa]	560
Erm [Mpa]	2.37E+04
Vrm	0.25

En el caso de los datos de voladura se consideraron el diámetro de perforación para cada barreno de 9", un diseño de espaciamiento de 7 [m] y un bordo de 5 [m].

Los barrenos tienen una longitud de 14 [m] en cresta y de 15.7 [m] para los demás, para fines del estudio se tomó en cuenta la altura del barreno como su carga distribuida. Los 1.7 [m] de diferencia entre barrenos corresponde a la sub-barrenación como se observa en la (figura 2).

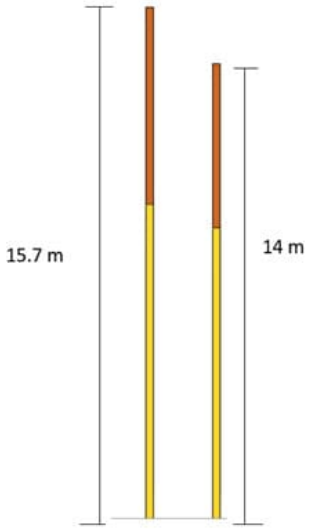


Figura 2. Distribución de carga de los barrenos.

Presión generada por la voladura

A partir de la velocidad de detonación del explosivo cuya densidad es de 800 g/cc, se obtiene una presión de detonación de 2450 [MPa] con el empleo de la ecuación 1.

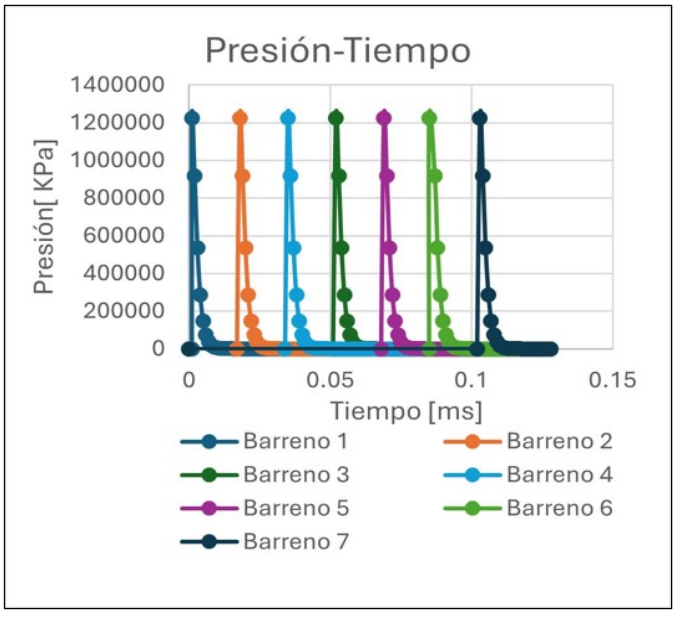
$$Pd = \frac{\rho e (VOD)^2}{4} \quad (1)$$

La presión de la explosión [Pe] se puede obtener de la presión de la detonación dividiéndola entre dos. Con esto se obtiene un valor de 1225 [MPa] (Saharan, Mitri, y Jethwa, 2006).

Para generar el modelado dinámico de la voladura se impuso la presión de explosión en función del tiempo, para ello se recurrió a la (ecuación 2), con el fin de modelar la voladura de manera dinámica (Jong, Lee, Jeon, Cho, y Shim, 2005).

$$Pt = Pb(e^{-\frac{\beta et}{\sqrt{2}}} - e^{-\sqrt{2}\beta et}) \quad (2)$$

En la (gráfica 1) se observa el comportamiento presión-tiempo de cada barreno.



Gráfica 1. Presión en función del tiempo de cada barreno

Modelo numérico

El modelo numérico se generó mediante el software RS2. La malla se compone por 3000 elementos con una triangulación de 6 nodos en una distribución uniforme, la tolerancia para el modelo corresponde a 0.001 en las iteraciones que se realizaron.

Para fines del estudio se definieron a demás las líneas de producción correspondientes al plan de minado y se determinó el número de etapas según la detonación de los barrenos.

Se consideraron en total 13 etapas de cálculo, de las cuales las 1, 2,12 y 13 son de relajación y las etapas 3,4,5,6,7,8,9 corresponden al tiempo de detonación entre cada barreno de 17 ms que es el retardo empleado en campo, las etapas 10 y 11 permiten analizar el comportamiento de la explosión y dar el tiempo suficiente para que la energía termine de disiparse como se muestra en la (figura 3).

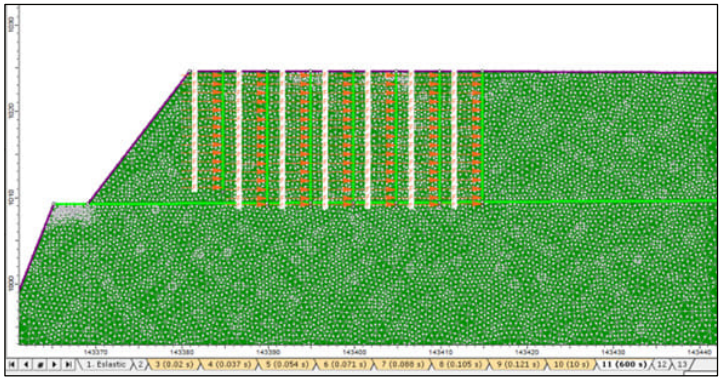


Figura 3. Etapas del modelo.

En la (Figura 4) se aprecia la distribución del esfuerzo principal mayor después de la detonación.

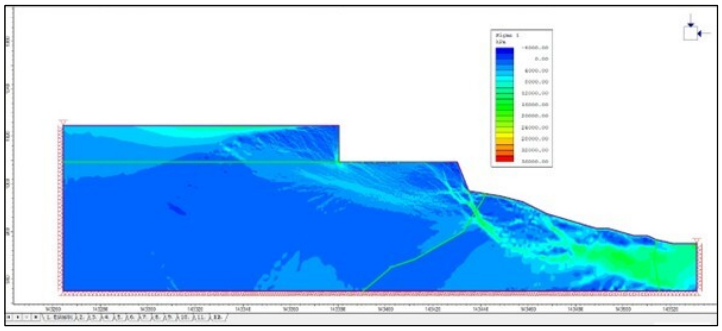
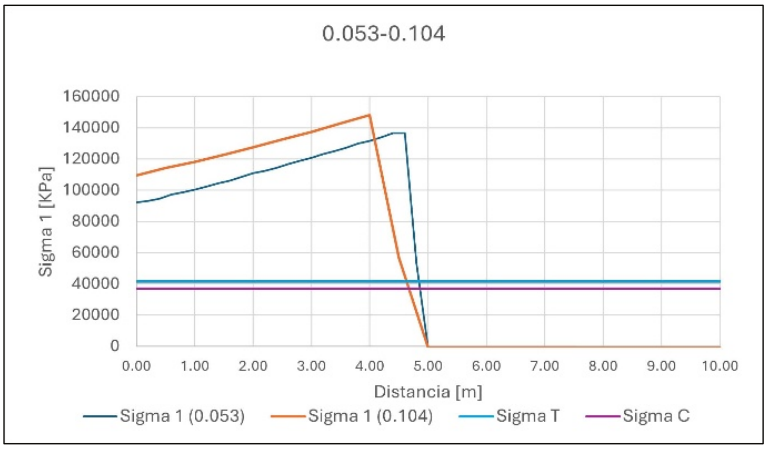


Figura 4. Sigma 1 después de la voladura.

Resultados.

Para estimar el espesor de daño inducido por voladura, se consideraron dos correlaciones matemáticas. La primera, propuesta por (Hoek y Marrón, 2019) (36950 [kpa], sigma C), permite determinar el momento de falla en macizos rocosos a partir de los esfuerzos generados. La segunda, desarrollada por (Hoek y Martín, 2014) describe la propagación de la falla por tensión (41410 [kpa], sigma T) dentro del macizo. Según esta teoría, los esfuerzos que permanecen por debajo de los umbrales definidos por ambas correlaciones no inducen fracturamiento en la roca. Por lo tanto, se asumió como criterio de daño la distancia máxima a la cual los esfuerzos generados por la detonación superan dichos límites.

La (gráfica 2) muestra los límites de umbrales de daño y los esfuerzos máximos generados por la voladura, el daño resultante se encuentra entre 4.5 y 4.9 m, por lo que se consideró un espesor máximo de 5 m.



Gráfica 2. Espesor de Daño

Para determinar el valor del factor D representativo se realizarón simulaciones esfuerzo-deformación estáticas variando el factor de disturbancia de 0 a 1 y comparando las deformaciones con la obtenidas con el modelo dinámico. Con lo que se observó que el valor con mejor representatividad es el de 0.5. En la (figura 5) se observan las deformaciones generadas con dicho factor de disturbancia.

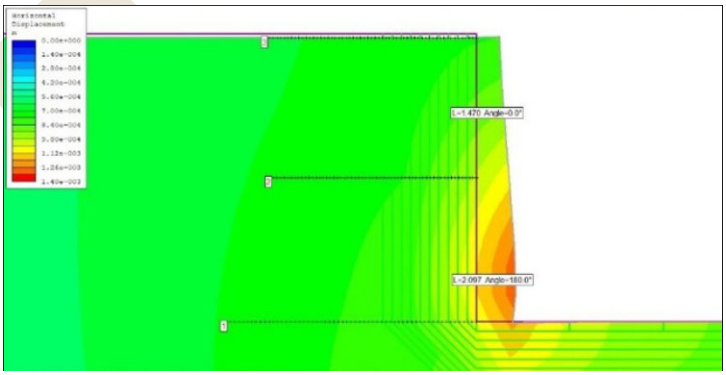


Figura 5. Factor de disturbancia 0.5.

Finalmente, con el espesor de daño de 5 m y el factor D de 0.5 se calculó el Factor de Seguridad a partir de un modelo de Equilibro Límite generado en Slide 2 mediante el método de dovelad de Spencer un valor de 4.11 (figura 6).

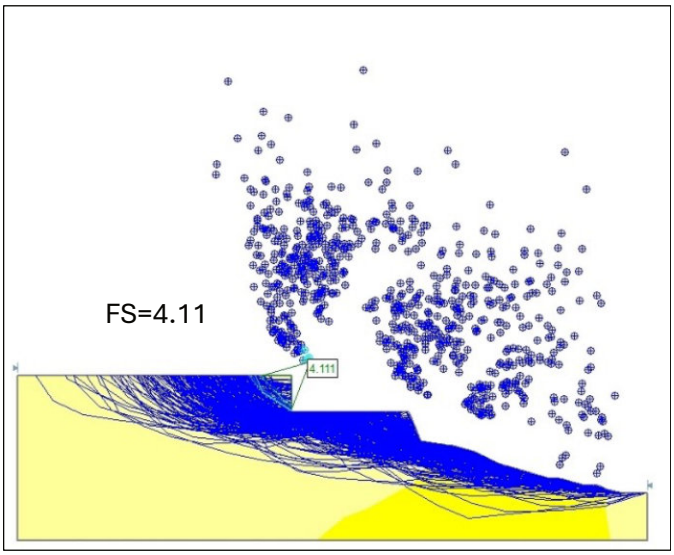


Figura 6. Factor de seguridad Slide 2D

Conclusiones.

El análisis numérico mediante el Método de los Elementos Finitos (MEF) permitió estimar de manera eficiente el espesor de daño inducido por voladura en macizos rocosos, así como el valor representativo del factor de disturbancia (D). La incorporación de condiciones dinámicas realistas y la aplicación de correlaciones teóricas validadas ofrecieron una alternativa más precisa respecto a los métodos empíricos tradicionales.

Los resultados obtenidos indicaron un espesor de daño de aproximadamente 5 metros y un valor de D igual a 0.5, los cuales fueron integrados en un análisis de estabilidad del talud posterior a la voladura. Este enfoque permitió obtener un Factor de Seguridad adecuado (FS=4.11), validando así la utilidad del modelo propuesto. A pesar de sus limitaciones inherentes —como la imposibilidad de simular directamente la fragmentación y propagación de gases—, el MEF demostró ser una herramienta robusta para evaluar los efectos de voladura en la integridad del macizo y para apoyar decisiones de diseño más informadas en entornos mineros.

Es importante que dentro de las limitantes del modelo numérico empleado es que representa el medio bajo una teoría continua, por lo que no puede analizar de manera directa el fenómeno de voladura, y la estimación del daño de voladura es por una correlación indirecta al modelado. En investigaciones futuras se pretende generar esta revisión mediante métodos discontinuos.

Agradecimientos.

Quisiera agradecer a la empresa minera por brindarme la oportunidad de realizar este proyecto, el apoyo que me brindaron, así como la confianza, las herramientas, la información, el acceso, entre todas las cosas que aportaron a mi desarrollo profesional, a mi responsable dentro de la unidad Ing. Eduardo Jiménez, a mi asesor el M.I Hazel Fernando González Rendon, al Ing. Cesar Ibáñez Herrera por compartir el proyecto y a la Facultad de Ingeniería por permitirme el uso de los equipos quien a demás se encargo de mi formacion en el área de la Ingeniería.

Referencias Citadas

González, H. F., Sánchez, J., & Guichard, G. A. (2021, March 17). Modelado de fracturamiento de rocas causado por explosivos recurriendo al Método de Elementos Discretos. XXX Reúnion Nacional de Ingeniería Geotécnica.

Hoek E, Brown E. 1997, Estimaciones prácticas de la fuerza de la masa rocosa. Int J Rock Mech Min Sci 34:1165–1186

Hoek, E., Carranza-Torres, C. y Corkum, B. 2002, Hoek-Brown Failure Criterion–2002 Edition. 5th North American Rock Mechanics Symposium and 17th Tunneling Association of Canada Conference: NARMS-TAC, pp. 267-271

Hoek, E. y Martin, C. 2014, Fracture initiation and propagation in intact rock–a review. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 6(4), pp 287-300.

Hoek E, Marrón E. 2019, The Hoek-Brown failure criterion and GSI–2018 edition. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering 11(3), pp 445–463

Jong, Y., Lee, C., Jeon, S., Cho, Y., y Shim, D. 2005, Numerical modeling of the circular-cut using particle flow code. 31st Annual Conference of Explosives and Blasting Technique, Orlando, USA.

Yilmaz O. y Unlu T. 2013, Tunnelling and Underground Space Technology Tunn Underground Space Technol, pp 266-278.

Saharan, M., Mitri, H., Jethwa, J. 2006, Rock fracturing by explosive energy: review of state-of-the-art. Fragblast: International Journal for Blasting and Fragmentation, V. 10, pp. 61–81.

Near–Field Modelling and Fragmentation

Medina Garcia Ricardo

Austin Powder Mexico
ricardo.medina@austinpowder.com

ABSTRACT

Since the expected waveform for vibration recorded in the near-field and far-field will exhibit differences in amplitude, frequency, wave duration and wavelength, a test to record the waveform at a distance like the spacing between adjacent holes in a drilling pattern was performed. The objective of this test was to record the waveform and then to calculate the frequency spectrum based on the first-arrival half-period. After analyzing the frequency response for the recorded waveform and considering a mathematical model called "Heelan Elemental Waveform" (Blair and Minchinton, 2006) modelling of the expected vibration levels for different delays between holes was done to estimate the resultant PPV due to the wave superposition effect. Fragmentation Curves for different timing scenarios were also analyzed to compare the Fragment Size Distribution achieved during the implementation of the E*Star Electronic Detonators.

I. INTRODUCTION

Measuring vibration at very close distances from the charge is a process that usually will tend to represent a challenging task to achieve, especially because of the potential of damaging and losing the sensor is always present. The best alternative to deal with is to work with a mathematical wavelet that has been demonstrated to look very similar to a real wave. The Heelan waveform solution presented by Blair and Minchinton (2006) corresponds to an important Improvement in near-field vibration analysis. However, the use of the Heelan model requires to have a good idea of the wave frequency. Since in the near-field, the wave frequency spectrum would be influenced by factors such as; Blasthole Diameter, Charge Length and Velocity of Detonation, and also factors related with the rock mass such as; Compression Strength and Young´s Modulus the estimation of an appropriate frequency value to be used during the modelling process was a key aspect during the implementation of the E*Star Detonators looking for an Improvement in Fragmentation.

II. METHODOLGY

Most of the time there is a layer of fill and broken material over the hard rock on the surface of the bench. This layer of non-consolidated material may have negative implications during the monitoring process, especially when placing the sensors directly on the bench floor. It is important to note that when measuring vibration in the near field, the sensors must be in tight contact with the rock mass. On this way the waveform recorded will correspond to the real vibration experienced by the rock.

To conduct this test a borehole with a depth of three meters was drilled at a distance equal to five meters from a blasthole in the blast. This distance corresponds to a normal spacing between holes in a production blast. This hole was later filled with concrete and leaving a short amount of a bolt protruding. After the concrete hardened the sensor (Accelerometer Nano-ShockTrack) was screwed onto the bolt making sure that it is in hard contact to the concrete (Fig. 1).

(a)

(b)

Fig. 1 a) Bolt protruding from the concrete surface. b) Sensor screwed onto the bolt.

The blasthole located at five meters distance was loaded with a known amount of explosive (50 kg of ANFO) and fired before the production holes.

III. DATA PROCESSING

The data recorded was processed in an excel sheet and Fig 2 shows the record generated. At the beginning of the accelerometer graph, it is possible to observe the wavelet corresponding to the hole fired before the production holes (Signature Hole) and after two seconds the wave form corresponding to the production holes is shown.

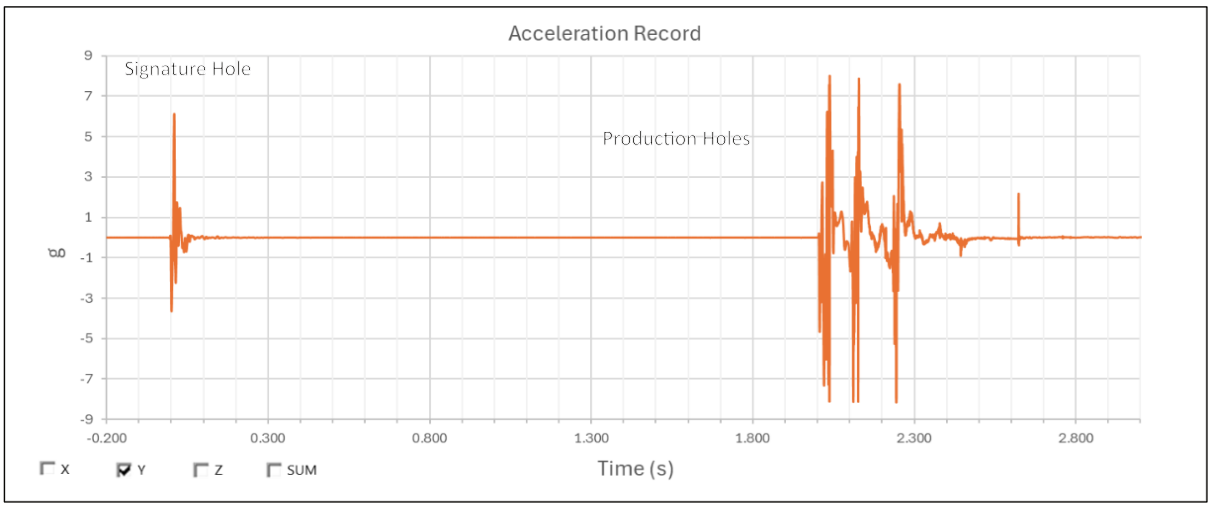


Fig. 2 Vibration Record showing the peaks generated by the blast.

Since the objective of the test was to record the waveform in the near field, the analysis was focused on the wavelet generated by the detonation of the first hole in the firing sequence. Fig 3 shows an expanded view of the waveform generated by the detonation of the signature hole.

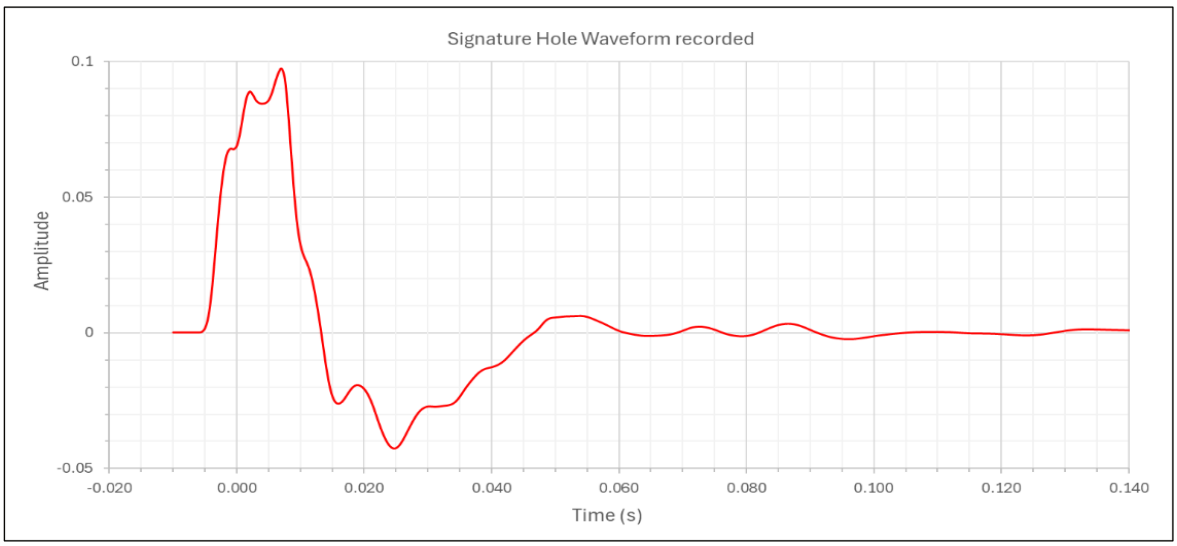


Fig. 3. Waveform generated by the Signature Hole

The waveform presented in Fig. 3 agrees with the expected one. At longer distances there will be many seismic pathways (reflected and refracted), and there is also time for separation of the P, S, Body and Surface Waves. Over the short distances this separation is also expected to occur, as the wave separation commences right from the very start of wave propagation, but to make it possible to observe this effect a high sample rate would be needed. For this case a sample rate of 2000/sec was considered and the waveform recorded stays simple in its shape (as displayed in fig. 3). Also, at very close distances, high frequency components are expected, as is shown by the shape of the first arrival on Fig. 4

An estimation of the frequency based on the first-arrival half-period was done and it is shown on Fig. 4. In accordance with the analysis a Dominant Frequency of 250 Hz was calculated.

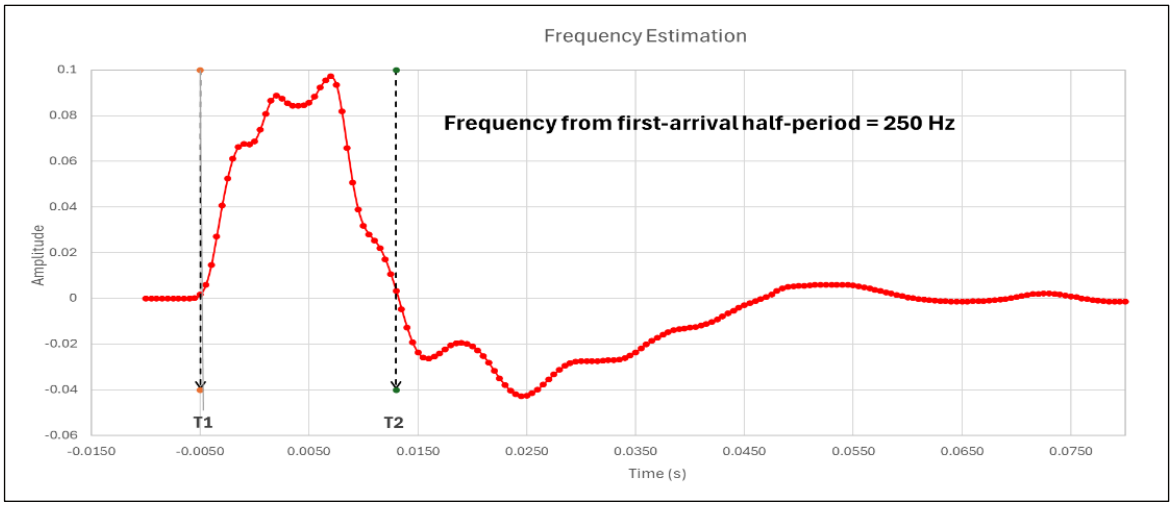


Fig. 4 Frequency estimation based on the first-arrival half-period.

As mentioned previously, at close distances from the source the frequency spectrum is influenced by factors such as Rock Strength and Blasthole Diameter. Basis on this and following an approach suggested by Cameron McKenzie, it is possible to make an estimation of the expected Dominant Frequency through the following equation:

$$F = \sqrt{(UCS / 300) \times (1700 \times 5 \times Diam)} \qquad (1)$$

Where: Diam is hole diameter in mm and UCS is Uniaxial Compressive Strength in MPa.

A value of 140 MPa is considered the predominant rock in the quarry and a hole diameter of 127 mm is used in the production blasts. Substituting this value in equation 1, the estimated dominant frequency would be equal to 279 Hz. This value would be like the obtained by the analysis of the wave half-period shown in Fig. 4

III.I HEELAN ELEMENTAL WAVEFORM

The Heelan mathematical wavelet can be created following the next equation:

$$S(\tau) = \gamma_{\eta}\left(\tau^{\eta} - 2\eta\tau^{\eta-1} + \eta(\eta-1)\tau^{\eta-2}\right)e^{-\tau} \qquad (2)$$

Where: $\tau = bt$, b and η are user-defined constants, and t is time in seconds, γ_{η} is a normalizing constant for the specified equation order. The parameter η is referred to as the wavelet order, and b is used to create scaled time, τ

Having defined the frequency, the Heelan wavelet, obtained by substitution of the parameters in the equation 2, was fitted to the recorded waveform (Fig. 5). On this way it was possible to create a model to make an estimation of the different vibration levels expected for different inter-hole delays basis on the final waveform created by the effect of wave superposition.

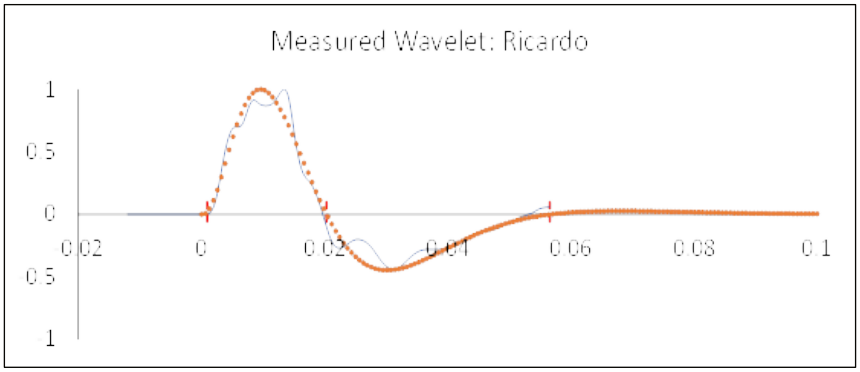
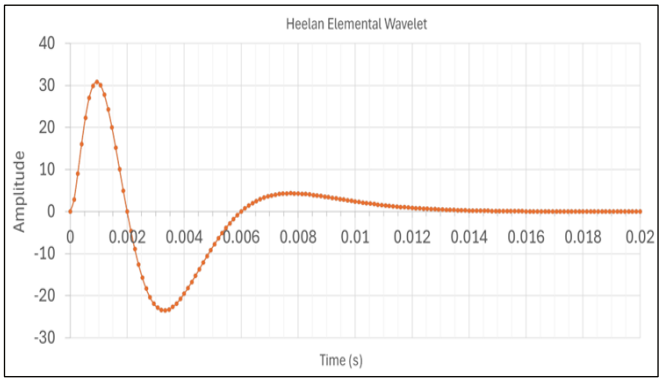


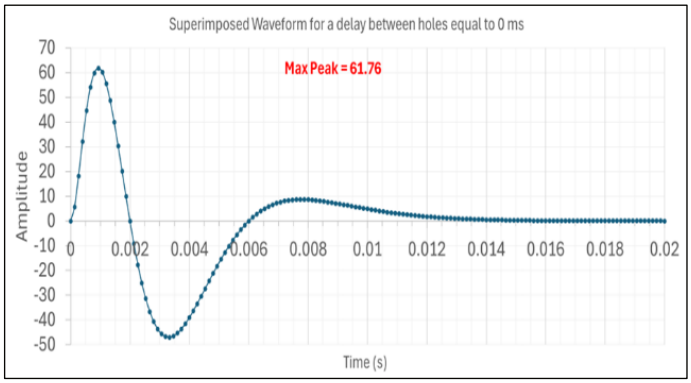
Fig. 5 Heelan wavelet fitted to the recorded wavelet. The blue line corresponds to the recorded waveform and orange dotted line corresponds to the fitted Heelan Waveform.

Different timing scenarios, considering different inter-hole delays, were considered to model the final expected waveform and the vibration generated by the effect of wave superposition.

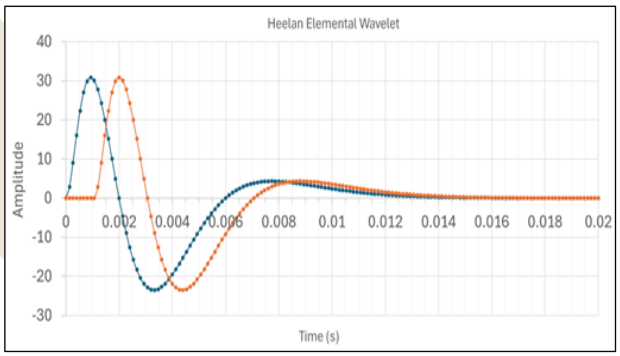
The next graphs show the expected waveform generated by two holes firing with a specific delay between them. The graph on the left shows the separation of the wavelets and the graph on the right shows the final waveform created by wave superposition at the midpoint between two adjacent holes.

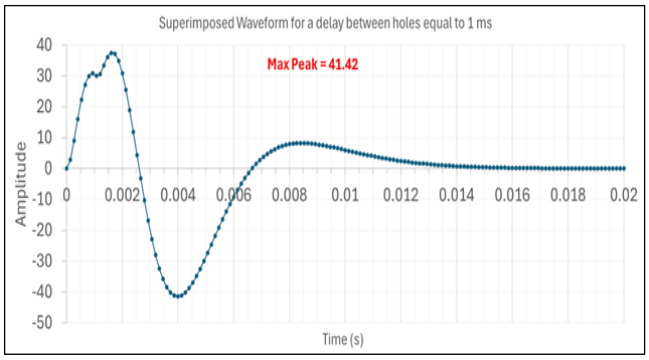
0 ms



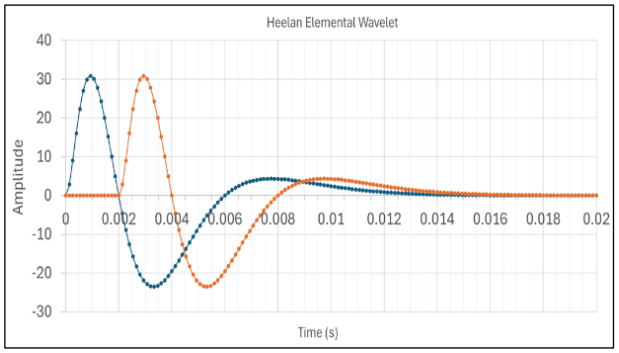


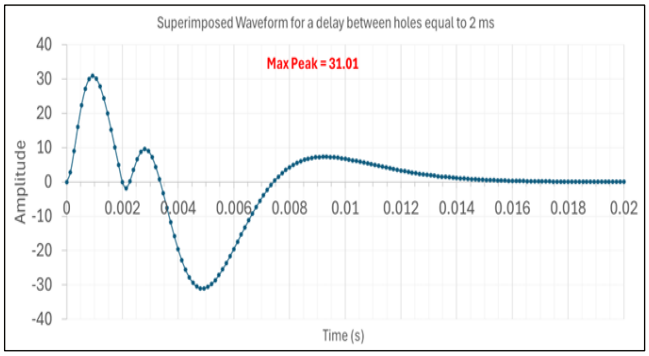
1 ms



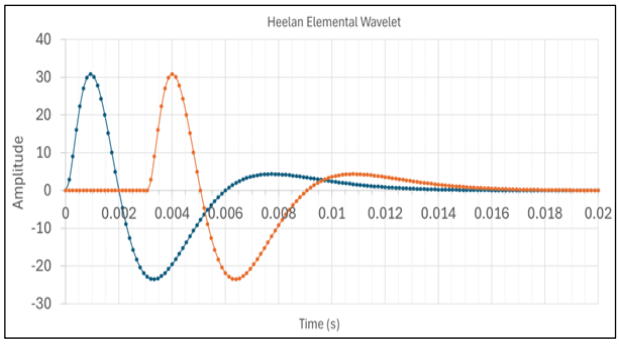


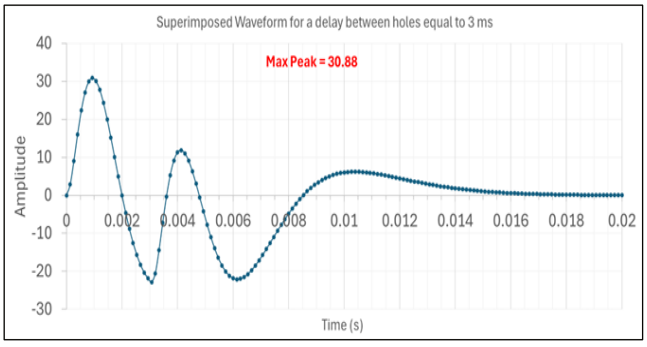
2 ms



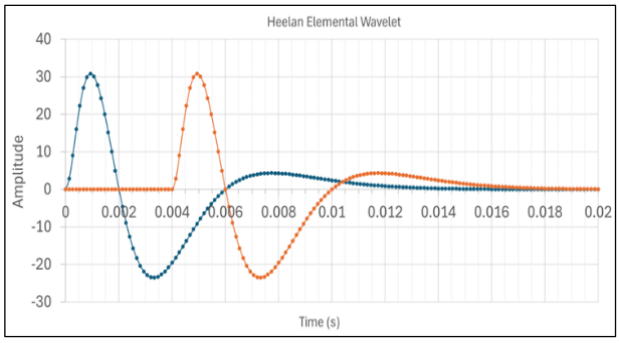


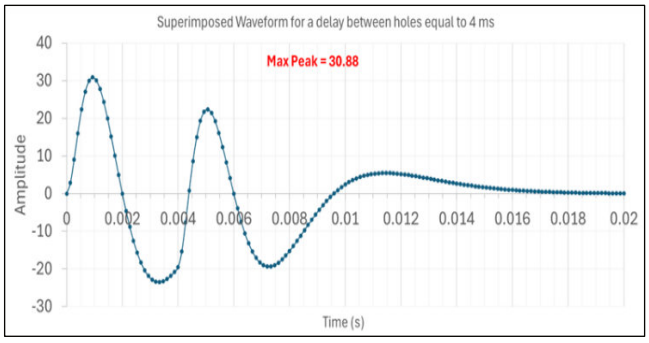
3 ms



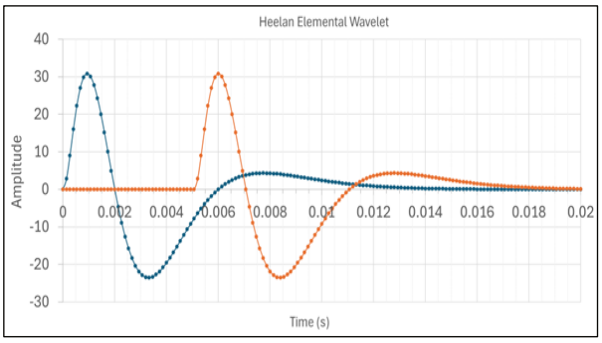


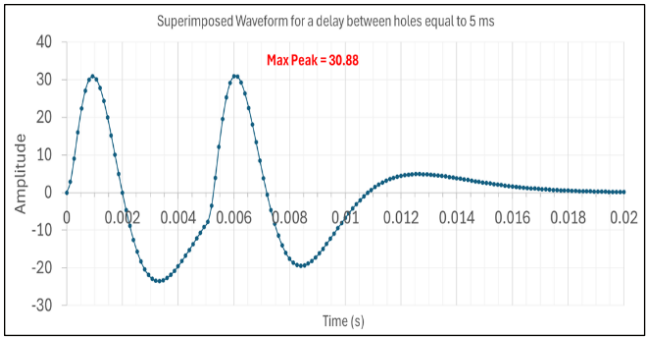
4 ms



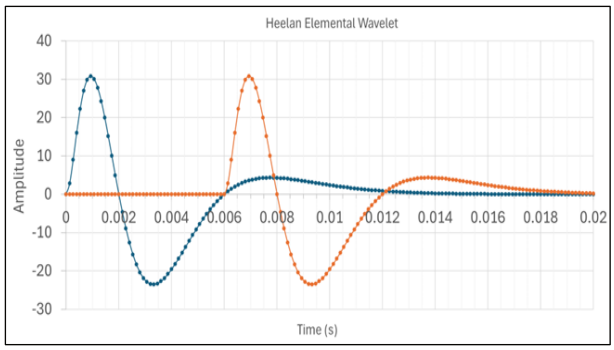


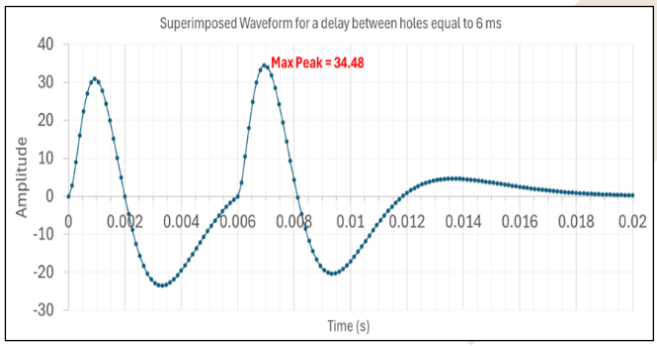
5 ms



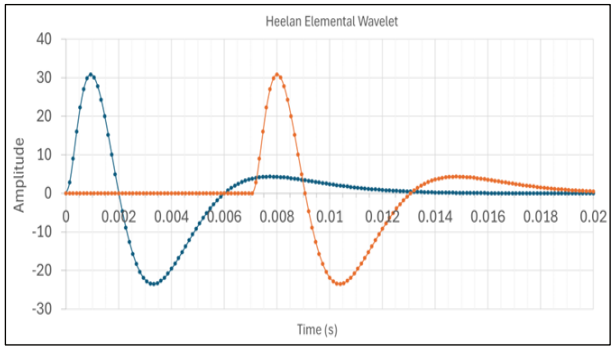


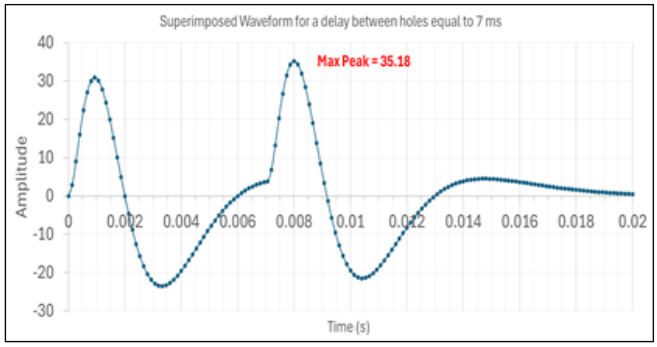
6 ms



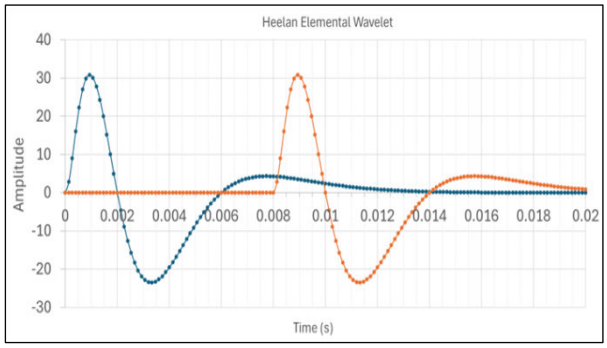


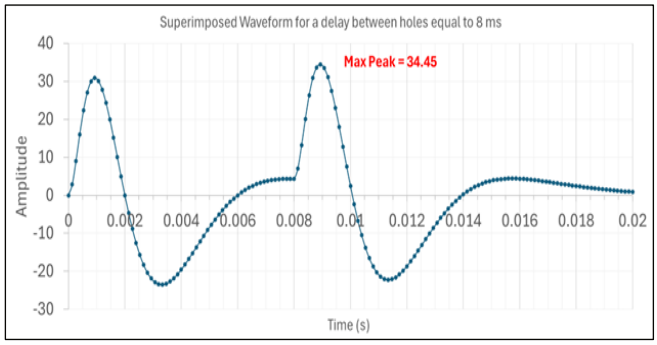
7 ms



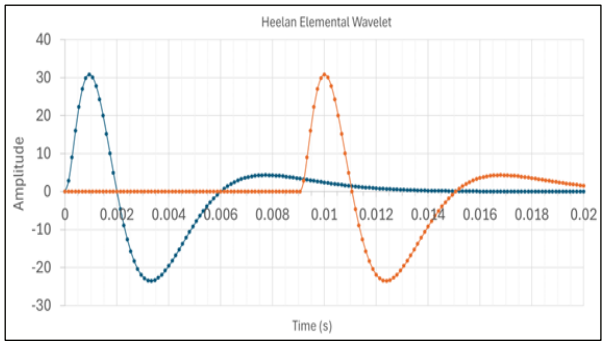


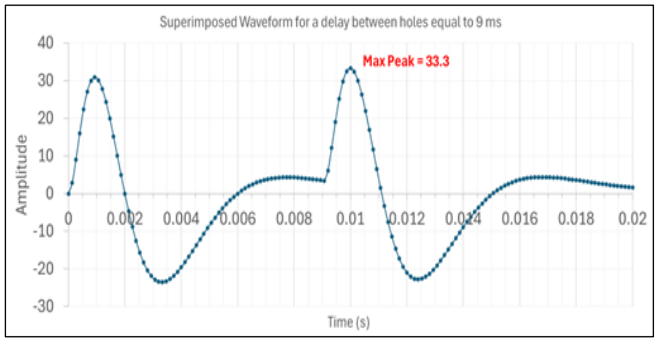
8 ms



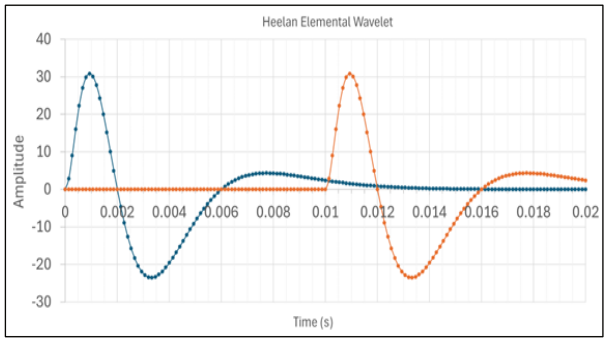


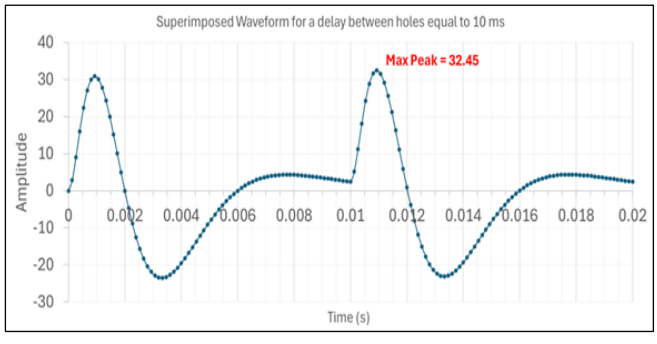
9 ms



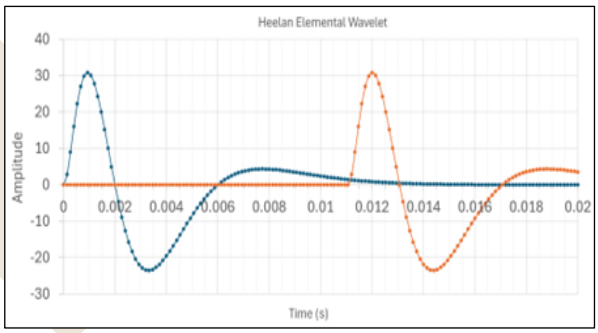


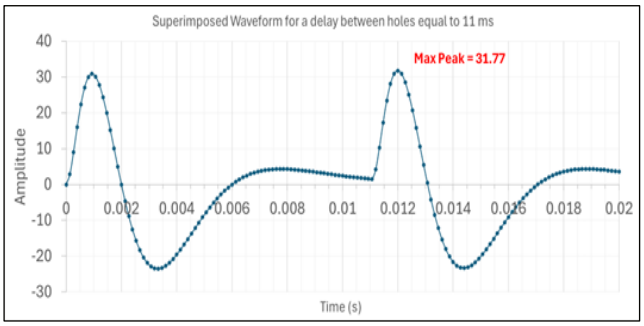
10 ms



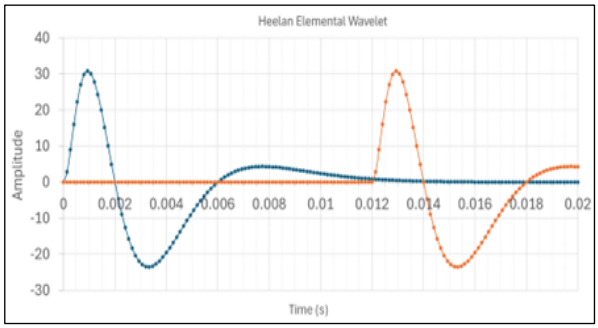


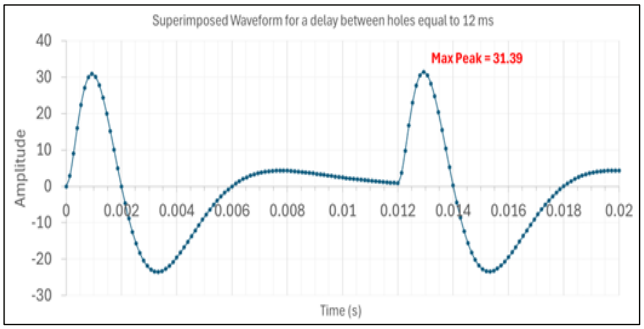
11 ms





12 ms





By analyzing the modelled waveforms for different inter-hole delays, several conclusions can be drawn:

- An inter-hole delay of 0 ms would tend to generate the highest vibration, as the amplitude of the final waveform would be equal to the double of each single wavelet. However, considering a delay of 0 ms might have negative implications in fragmentation as this inter-hole scenario would be avoiding the effect of collision of fragments during the face movement. Information from laboratory test work shows that instantaneous firing delays tend to generate the worst fragmentation. Also, an inter-hole delay of 0 ms might not generate a good displacement of the broken rock, negatively affecting the hauling process.
- An inter-hole delay in a range between 3 ms and 5 ms would tend to generate the lowest vibration, since the crest of the second wavelet matches with the trough of the second wavelet, generating a wave cancellation effect.
- An inter-hole delay between 6 ms and 8 ms could be considered by the best scenario, in terms of fragmentation. According to the graphs this delay range would be generating the highest vibration levels. Considering these delays the crest of the second wavelet would be matching the final part of the first wavelet, creating a superposition effect and increasing the final PPV.
- A timing scenario considering an inter-hole delay of 9 ms or longer would tend to generate no superposition, as the graph on the right tends to show two independent wavelets.
- In terms of vibration control an inter-hole of 12 ms or longer would seem to be the best option. According to the created wavelet, its duration is equal to around 12 ms. So, inter-hole delays longer than 12 ms would be generating independent detonations of each hole and wave superposition would not be expected.

III.II FRAGMENTATION ANALYSIS

In order to improve the fragmentation, during the implementation of E*Star Electronic Detonators different inter-holes delays, in a range between 12 ms and 4 ms, were considered in two different production benches of the quarry. Fragmentation analysis for each blast fired with a specific inter-hole delay were made via WipFrag Fragmentation Software. To add value to every fragmentation analysis

and make them more representative, on average seven photos were taken at different locations within the muck pile and also the photos were taken having in count four stages during the hauling process: 1) after blasting, 2) hauling advance of 20%, 3) hauling advance of 50% and 4) hauling advance of 90%. A noticeable reduction in fragmentation and a more uniform fragment size distribution in the muckpile, compared against the results achieved with non-electric, were observed after the implementation of the electronic detonators.

After processing the fragmentation data, the Fragmentation Size Distribution Curves for each inter-hole delay in consideration were plotted in a graph. Fig 6 and Fig. 7 show the Fragmentation Curves for each inter-hole delay considered for bench 1515 and bench 1529 respectively.

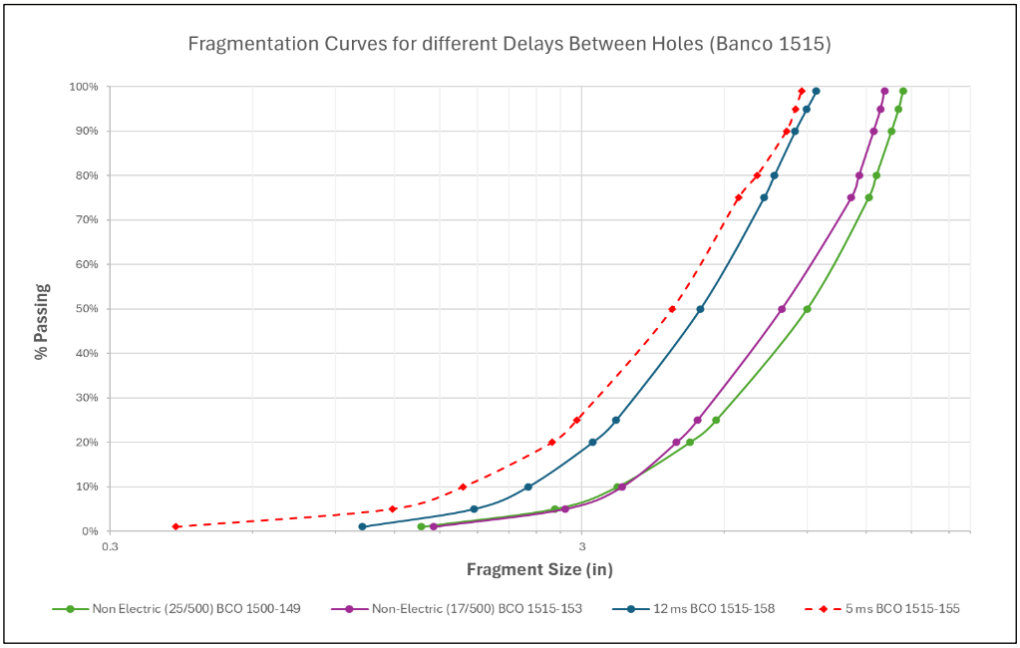


Fig. 6 Fragmentation Distribution Curves (Bench 1515)

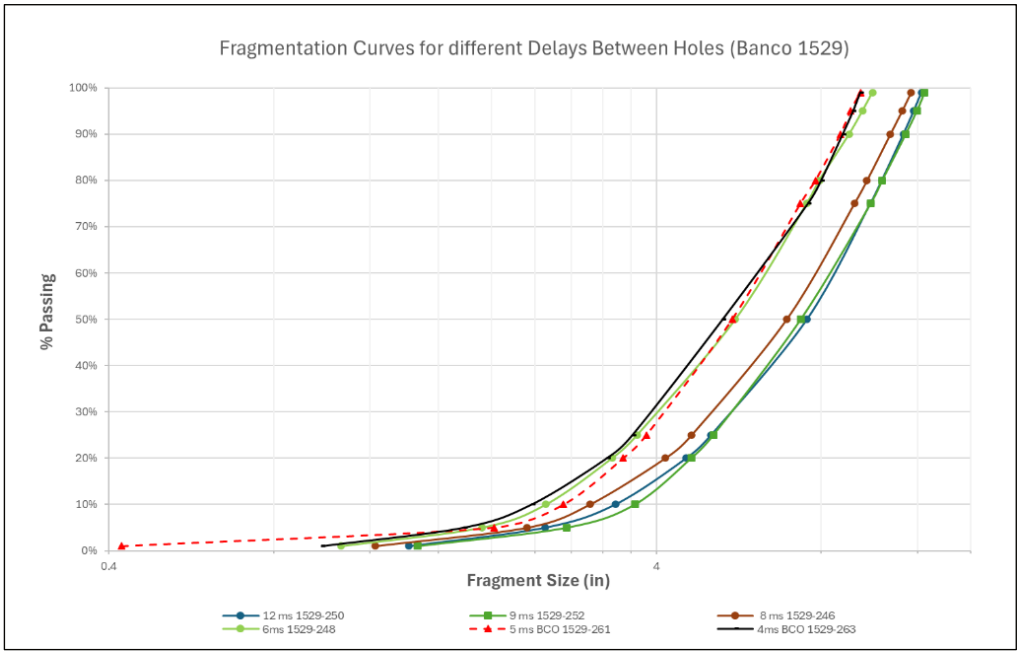


Fig. 7 Fragmentation Distribution Curves (Bench 1529)

A comparison of both Xmean and Xmax for each inter-hole delay shown in table 1 and table 2

BENCH 1515		
Timing Scenario	**Xmean**	**Xmax**
25/500	9.00 in	14.46 in
17/500	7.95 in	13.20 in
12 ms	5.35 in	9.51 in
5 ms	4.66 in	8.82 in

Table 1. Xmean and Xmax comparison for bench 1515

BENCH 1529		
Timing Scenario	**Xmean**	**Xmax**
12 ms	7.55 in	12.31 in
9 ms	7.35 in	12.53 in
8 ms	6.92 in	11.78 in
6 ms	5.58 in	10.05 in
5 ms	5.51 in	9.54 in
4 ms	5.29 in	9.50 in

Table 2. Xmean and Xmax comparison for bench 1529

From the Fragmentation Curves comparison for both production benches, several statements can be made:

- A significant reduction in fragment size distribution can be observed by the implementation of E*Star Electronic Detonators compared to the implementation of Non-Electric Detonators.
- By comparing the fragmentation distribution for each electronic inter-hole delay considered, a trend in fragment size reduction can be observed as the delay between holes is being reduced.
- For the range of implemented inter-holes delays, it is possible to observe that delays within a range of 5 ms and 8 ms would be more optimal for reducing the fragment size distribution. This would be also in agreement with the analysis made considering the final waveform created by the superposition effect.

IV. CONCLUSION

Achieving a proper fragment size distribution is one of the key aspects of the blasting process and there are significant rewards for delivering a fragmentation size range that is not only well suited to the mining system it feeds but also minimizes unsaleable fractions and enhances the value of what can be sold (Cunningham, 2006). Since the electronic detonators were developed several years ago, this initiation system has proved to offer advantages over the non-electric. Electronic detonators have brought greats benefits speaking about fragmentation and several investigations exploring the relation between delays and fragmentation have been performed in the past. However, a question about how to define “the most proper inter-hole delay” in order to improve the fragmentation still remains.

According to the results obtained, near-field vibration modelling through the implementation of the Heelan Elemental Waveform could be representing a methodology to try to define the delay between holes, as this model can be used to estimate the expected vibration, understood as energy, in the vicinity of the blasthole. Also, the waveform obtained by synchronizing the summation of the single wavelets generated by two holes firing at different delays, may offer a good alternative to define the inter-hole delay to maximize the wave superposition in the midpoint between holes, where the powder factor is expected to be lower.

The fragmentation curves obtained by the implementation of different inter-hole delays, for the rock in the quarry, hole diameter

and explosive used, exhibit a good correspondence displaying a reduction in the fragment size as the inter-hole delay considered is in the suggested range. Also, a very noticeable improvement in fragmentation is easy to observe comparing between non-electric timing scenarios and electronic scenarios.

V. ACKNOWLEDGMENTS

First of all, thank you to the GCC (Grupo Cementos de Chihuahua) administration and staff for all the support provided during the E*Star Detonators implementation process. Thanks, it is also due to the Austin Powder Mexico management team for the support of this project. Especially thanks to Erick Trejo (APM Sales and Technical Representative) and to all the SAMSA (Blasting Contractor in Site) personnel for their support during the data collection process. The assistance from Cameron McKenzie during the data analysis process and guidance is also gratefully acknowledged.

VI. REFERENCES

Blair, D. and Minchinton, A., 2006. Near field blast vibration models, Proceedings of 8th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting – Fragblast 8, pp152-159, Santiago, May.

Blair, D., 2007, A comparison of Heelan and exact solutions for seismic radiation from a short cylindrical charge, Geophysics 72(2): pp. 33-41

Blair, D., Minchinton, A., 1996, On the damage zone surrounding a single blasthole., Proc. Of FRAGBLAST 5, Fragmentation by Blasting, Montreal, Canada, August 25-29, pp. 121-130

Cunningham, C.V.B. 1987. Fragmentation estimations and the Kuz–Ram model – four years on. In W. Fourney (ed.), Proceedings of Second International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Keystone, Colorado, 475–487

El uso de gemelos digitales para el estudio de vibraciones por voladura en operaciones de minería subterránea.

Víctor Cortes Hernández

DNA BLAST GROUP MEXICO
Email: v.cortes@dna-blast.com

Resumen

Actualmente, las operaciones de barrenación y voladura demandan un estudio más profundo del impacto de sus efectos. Si bien la tecnología actual facilita la medición de diversos parámetros, la gestión y centralización de estos datos representa un desafío. Aquí es donde los gemelos digitales ofrecen una solución innovadora, permitiendo integrar vastas cantidades de información en un entorno virtual para un análisis exhaustivo. Este enfoque se centrará específicamente en las vibraciones por voladuras y la sobrepresión de aire. En la minería, el control riguroso de los efectos de las voladuras es crucial debido a múltiples factores críticos, como los riesgos geológicos, la protección de estructuras sensibles, las obras en zonas urbanas, la conservación ambiental y la percepción humana. La falta de una evaluación previa de los requisitos de control, particularmente para niveles bajos de sobrepresión y vibración, puede llevar a rediseños operacionales costosos e incluso a la insostenibilidad económica. El estudio de vibraciones es aún más complejo en operaciones subterráneas debido a la irregularidad de las geometrías, la diversidad de condiciones geológicas y la inmensidad de los datos recolectados. Para abordar estos desafíos, se ha desarrollado una metodología innovadora centrada en la adquisición y procesamiento de datos. Esta metodología busca crear herramientas que satisfagan las necesidades de control, faciliten la toma de decisiones y optimicen las operaciones, con la capacidad de actualizarse continuamente con nuevos datos y segmentar la información por sitio y dirección. Este trabajo aborda desde el registro preciso de operaciones de barrenación larga y desarrollos, la adquisición de registros sísmicos generados, el procesamiento de archivos, el análisis de datos y emulación con señales, las aplicaciones mostradas aquí incluyen cálculo de cargas operantes máximas y tiempos ideales de retardo.

Abstract

Currently, drilling and blasting operations demand a deeper study of their effects' impact. While current technology facilitates the measurement of diverse parameters, managing and centralizing this data presents a significant challenge. This is where digital twins offer an innovative solution, enabling the integration of vast quantities of real information into a virtual environment for comprehensive analysis. This approach will specifically focus on blasting vibrations and air overpressure. In mining, rigorous control of blasting effects is crucial due to multiple critical factors, such as geological risks, the protection of sensitive structures, urban construction works, environmental conservation, and human perception. The lack of a prior evaluation of control requirements, particularly for low levels of overpressure and vibration, can lead to costly operational redesigns and even economic unsustainability. The study of vibrations is even more complex in underground operations due to irregular geometries, diverse geological conditions, and the immense volume of collected data. To address these challenges, an innovative methodology has been developed, centered on data acquisition and processing. This methodology aims to create tools that meet control needs, facilitate decision-making, and optimize operations, with the capability to continuously update with new data and segment information by site and direction. This work addresses everything from the precise recording of long drilling and development operations, the acquisition of generated seismic records, file processing, data analysis, and signal emulation. The applications shown here include the calculation of maximum operating loads and ideal delay times.

1. Introducción

Se realiza un estudio del comportamiento de las vibraciones causadas por voladuras en operaciones subterráneas cercanas a

la superficie, para generar herramientas para el control y calculo exacto de los niveles de velocidad de partícula (PPV) registrados en puntos de control en la superficie. Para este estudio se registraron digitalmente voladuras de desarrollo y de producción fieles a las condiciones reales, su ubicación topográfica, el modelo de carga y los tiempos de detonación. Estas voladuras se registraron sísmicamente en el campo cercano y en el campo lejano. El Modelamiento y emulación de datos se realizó mediante software que posibilita la integración de modelos digitales.

2. Metodología

Registro de parámetros de voladura.

Se registran a detalle voladuras de barrenación larga, incluyendo posición de los collares de barrenación, la desviación de la barrenación por medio de sondas giroscópicas, la longitud real de carga de los barrenos, la cantidad (kg) y tipos de explosivos utilizados, longitudes de tacos / tapones y tiempos de retardo electrónico en cada carga utilizada.

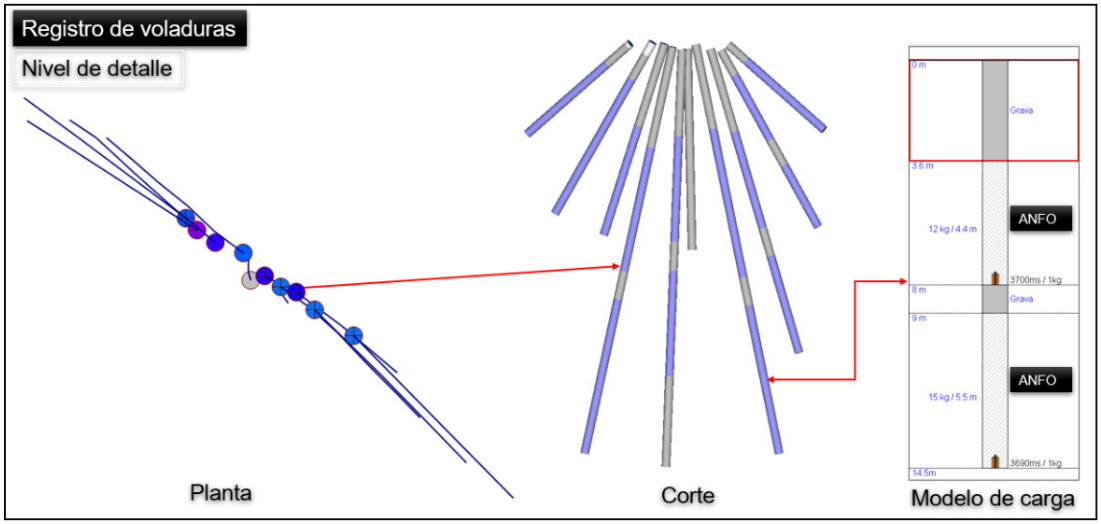


Imagen 1. Nivel de detalle de registro de voladuras de producción.

Similarmente en las voladuras de desarrollo se registran los parámetros y configuraciones en campo, apegados a la realidad de las operaciones.

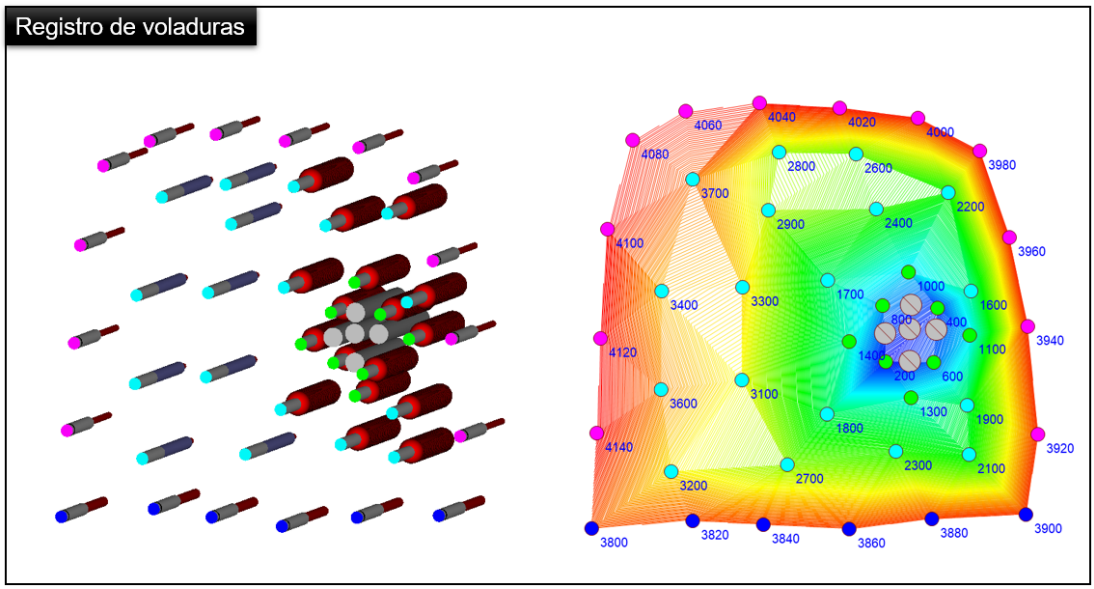


Imagen 2. Registro de voladuras de desarrollo.

Registro de voladuras.

La zona de interés fue un cuerpo mineralizado cercano a la superficie con los primeros niveles y rebajes desarrollados. Para la adquisición de datos sísmicos se utilizaron sismógrafos para voladuras apegados a las recomendaciones de la ISEE (International Society of Explosives Engineers) para las especificaciones de los equipos y para su instalación. Se colocan tres equipos estáticos en puntos de control (SIS1, SIS2, SIS3) dichos equipos se encontraban instalados sobre la superficie. Adicionalmente se instalaron equipos temporales a lo largo de las obras subterráneas existentes y en la superficie en accesos y salidas de ventilación. Se registraron inicialmente 30 voladuras cada una asociada a las ubicaciones topográficas de los puntos de control y los de monitoreo temporales. Con estos datos se obtiene una base robusta para el modelamiento de vibraciones.

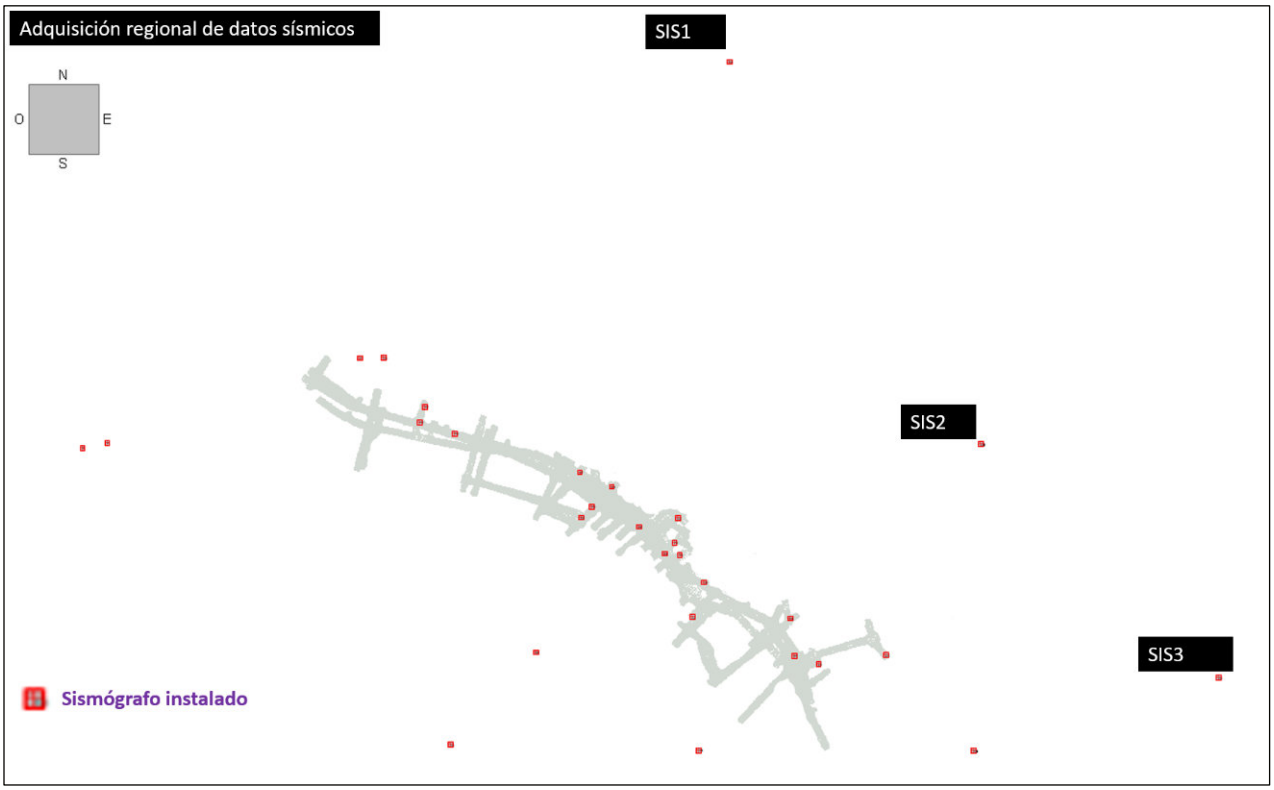


Imagen 3. Puntos de monitoreo de voladuras en interior mina y tres puntos de control en superficie.

Generación de pruebas sísmicas.

Se utilizó la metodología de la onda elemental, para el cálculo de tiempos de retardo electrónico y también emulación de vibraciones. Se realizaron tres detonaciones aisladas ubicadas en los dos niveles superiores del rebaje, cada una con diferente modelo de carga. Estas detonaciones aisladas también se registraron en los puntos de control y con equipos instalados próximos a los barrenos, cabe mencionar que estas pruebas se posicionaron estratégicamente en el inicio de futuros rebajes de producción.

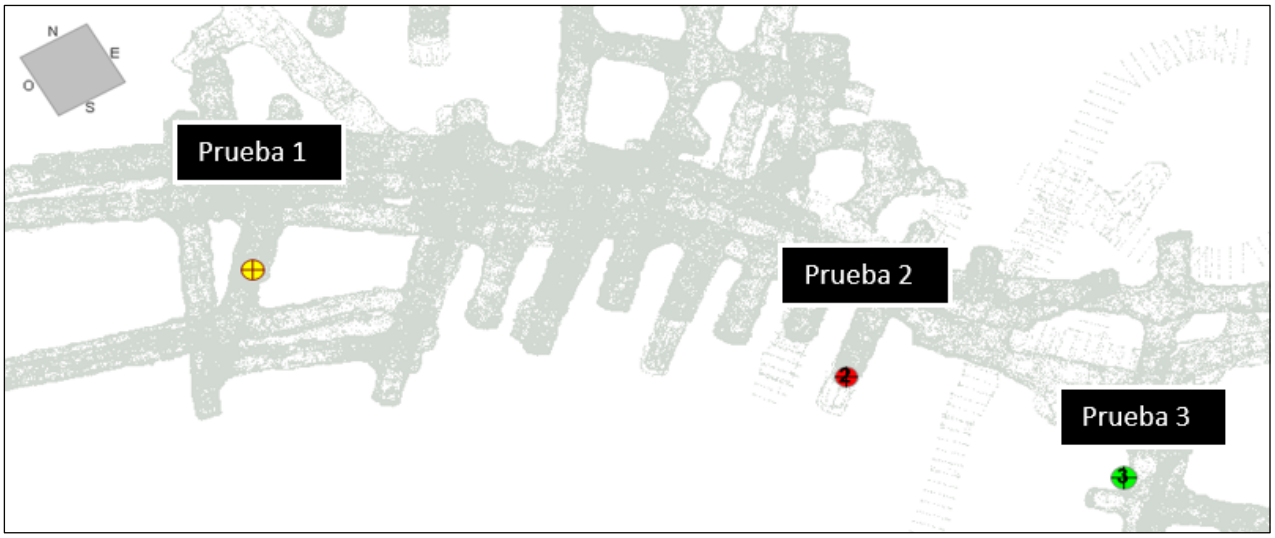


Imagen 4. Pruebas de detonación aislada a lo largo de las obras futuras.

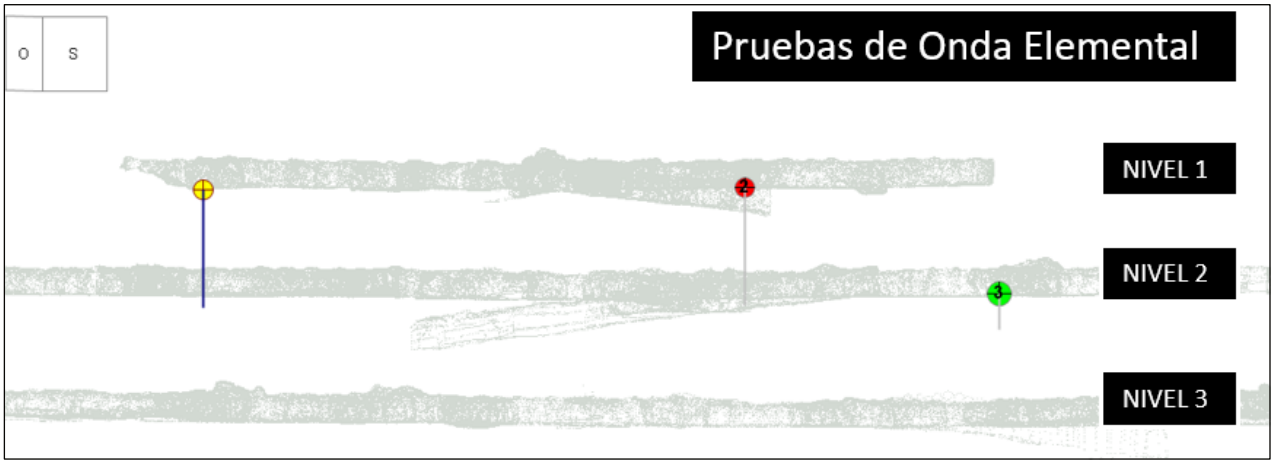


Imagen 5. Pruebas de detonación aislada en diferentes niveles.

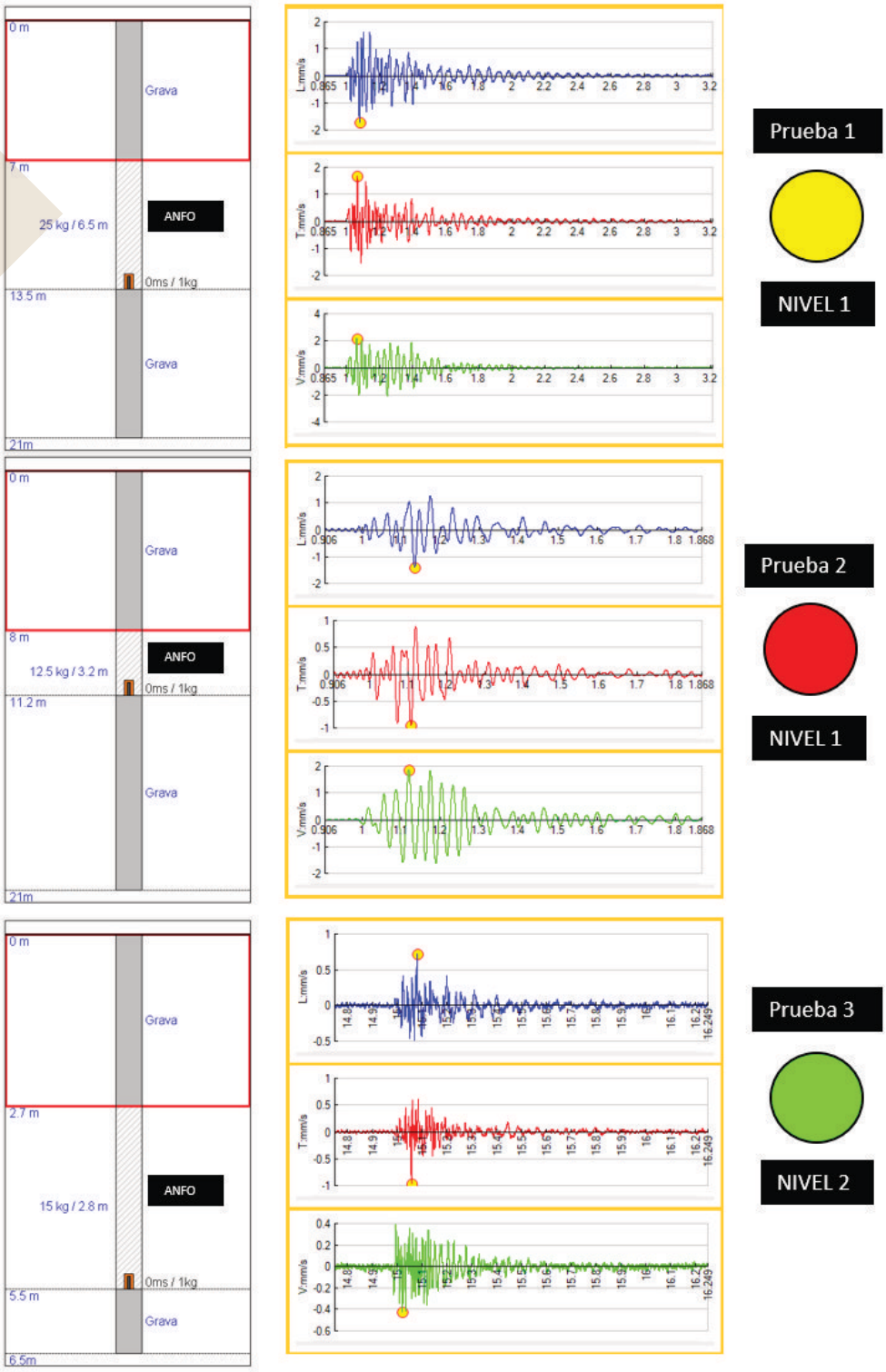


Imagen 6. Modelos de carga de los barrenos de prueba y señal sísmica resultante en canales LTV en SIS 2.

Gerenciamiento de datos.

Se utiliza una base de datos capaz de integrar información topográfica espacial de cada uno de los barrenos y asociar las cargas operantes, las distancias 3D y los tiempos de retardo electrónicos con las señales sísmicas registradas en los puntos de monitoreo.

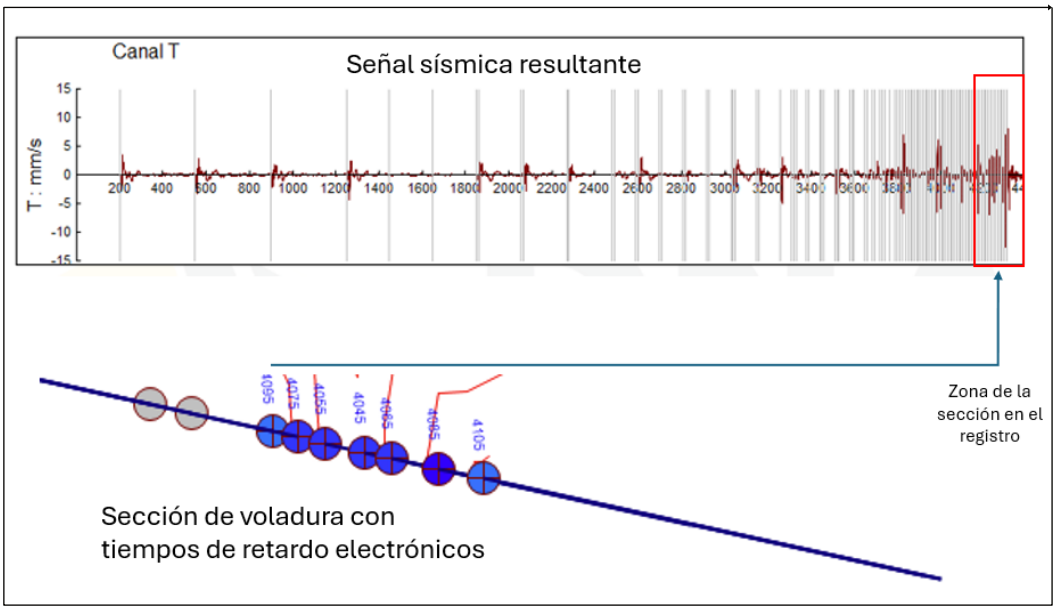


Imagen 7. Gerenciamiento de información de voladuras.

3. Resultados

Modelación de datos.

Con toda la información centralizada, se utilizan dos metodologías; la creación de un modelo de distancia escalada dinámico tipo "Chapot" alimentado de los registros sísmicos cercanos en interior mina y los registros en los puntos de control en superficie. Al ser tres puntos de control en superficie (SIS1, SIS2 Y SIS3) se adaptada el modelo para seleccionar únicamente el conjunto de señales sísmicas en las direcciones de cada punto de control, para este trabajo únicamente se exhiben algunos resultados de SIS2, que después del análisis de datos resulto ser la zona de mayor impacto y principal para el control; la segunda metodología tiene que ver con el cálculo de múltiples ondas elementales en los puntos de control en superficie para obtener los tiempos de retardo electrónico ideales para menores amplitudes de onda en los resultados sísmicos, de igual manera en este trabajo solo se muestran resultados de SIS2 y algunas combinaciones entre IRD e IHD.

En el modelamiento de distancia escalada de SIS2, se integran los registros de voladuras y las pruebas sísmicas, obteniendo las constantes Alpha y K con una correlación superior al 80%.

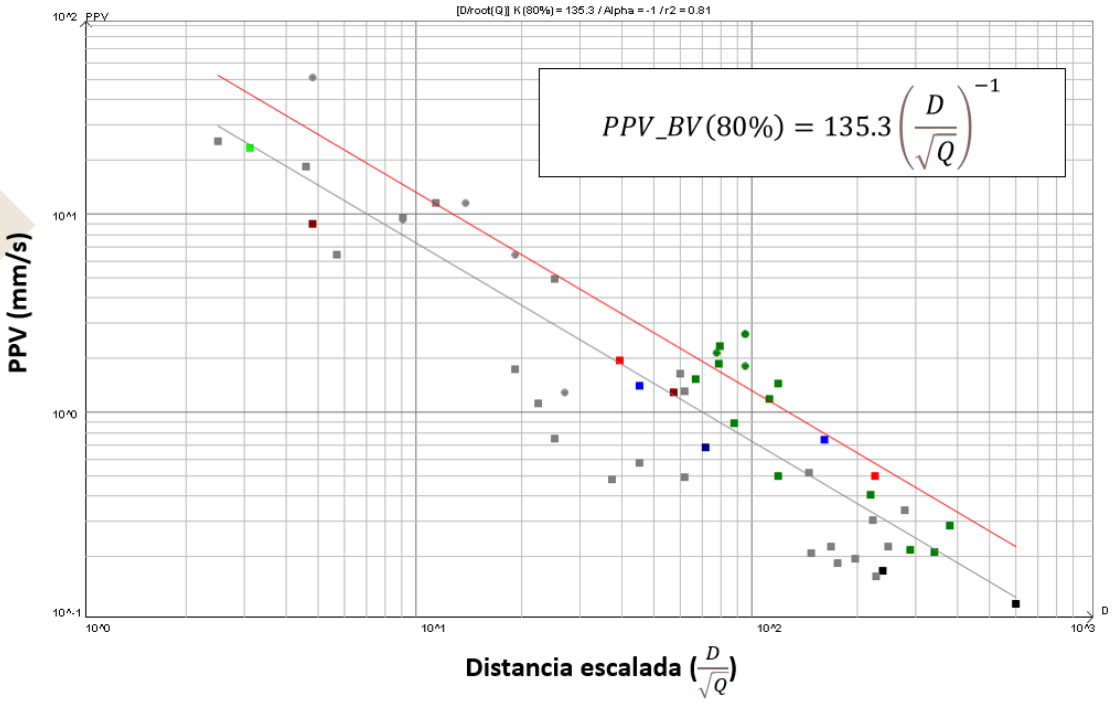


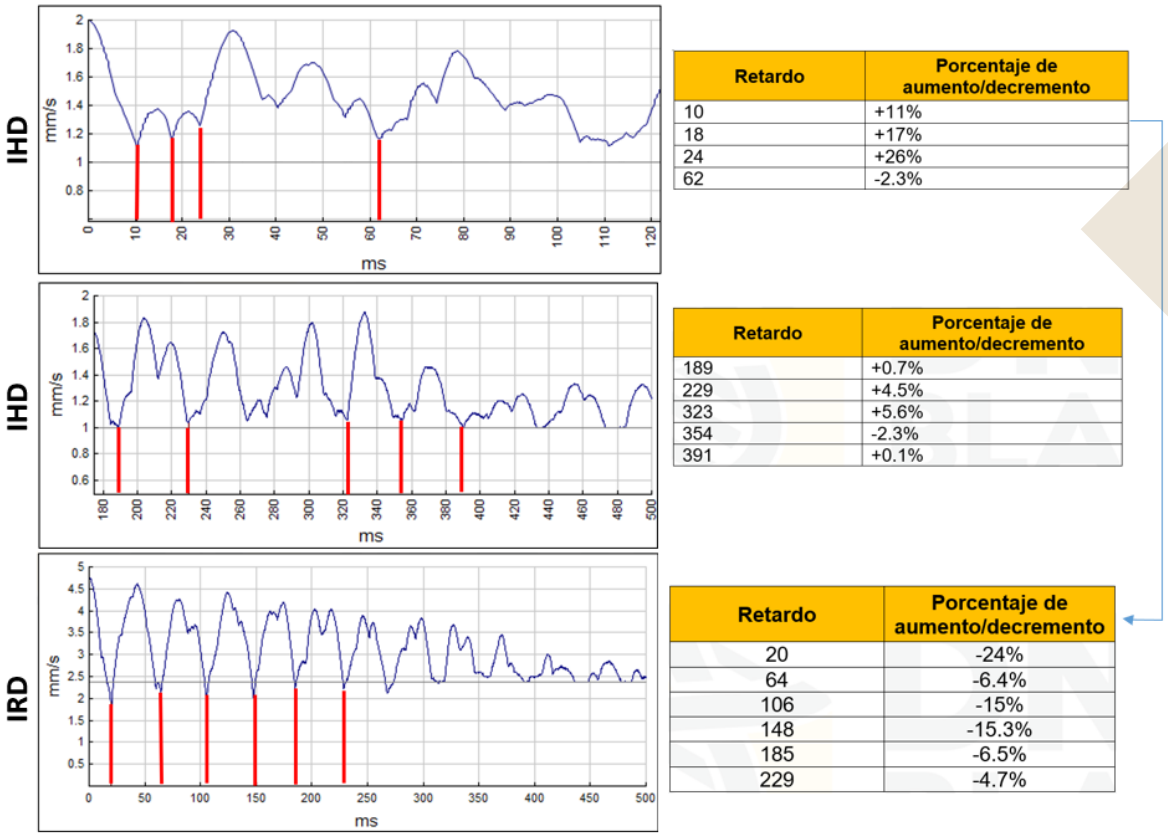
Imagen 8. Modelo de distancia escalada en dirección SIS 2.

Mediante este modelo de vibraciones se construyen graficas para obtener las cargas operantes ideales según cada zona de la futura explotación para la dirección SIS2, para casos puntuales donde la distancia es corta entre dos puntos, se tomó en consideración un doble modelo de vibraciones. El modelo utilizado permite actualizar la información cada vez se ingresen nuevos registros, posibilitando aumentar la confianza de los modelos y no restringir innecesariamente las cargas máximas.

Cálculo de tiempos de retardo.

Durante el análisis de datos se determinó que el control del punto de monitoreo SIS2 se correlacionaba correctamente con el control de los otros dos puntos en la mayoría de los rebajes futuros de la explotación, por lo que aquí se muestra el cálculo de retardos electrónicos utilizando la prueba de onda elemental 1 y los datos adquiridos por SIS2.

Se calculan mediante iteraciones en un rango de desfase de retardos desde 1ms a 500ms en IHD entre dos cargas iguales los niveles de vibración virtuales con la traza sísmica original, y aquí solo se expresan los tiempos adecuados de IRD de la combinación de 10ms en IHD. Para todos los casos se calcula un porcentaje negativo si se alcanza la destrucción de ondas y positivo si es lo contrario, en muchos de los casos no se alcanzan niveles de destrucción, pero se obtienen los retardos (en líneas rojas) mas adecuados y varias opciones para ser usadas en campo.



Retardo	Porcentaje de aumento/decremento
10	+11%
18	+17%
24	+26%
62	-2.3%

Retardo	Porcentaje de aumento/decremento
189	+0.7%
229	+4.5%
323	+5.6%
354	-2.3%
391	+0.1%

Retardo	Porcentaje de aumento/decremento
20	-24%
64	-6.4%
106	-15%
148	-15.3%
185	-6.5%
229	-4.7%

Imagen 9. Cálculo de tiempos de retardo para disminución de PPV en dirección SIS2. IHD (Inter Hole Delay), IRD (Inter Row Delay)

Diferencias de retardos entre dos puntos de monitoreo.

Debido a que en una zona Sureste de la explotación se encuentra cerca el punto de control SIS3, se estudia la influencia que pudiera tener utilizar un tiempo de retardo diferente en dos direcciones (SIS3-SIS2), para casos puntuales de la explotación futura en cortas distancias del segundo punto, el cruce de ambas líneas calculadas mostraría el retardo ideal para utilizarse.

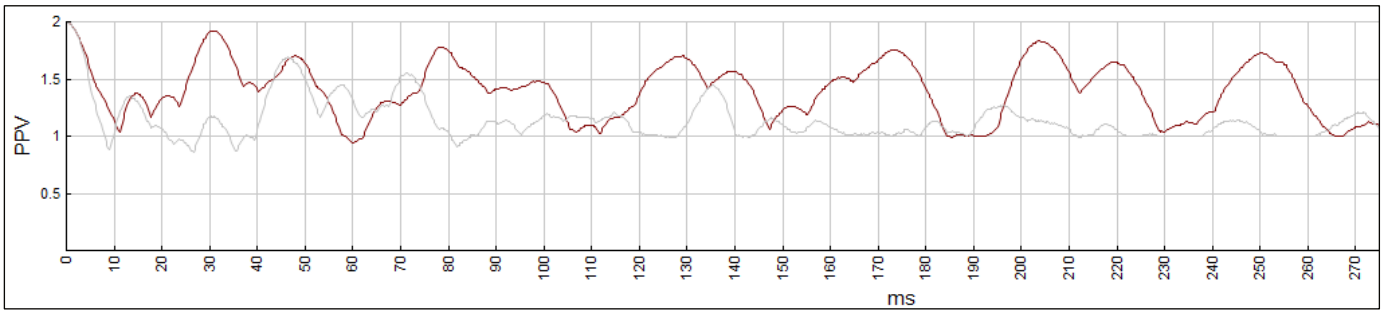


Imagen 10. Cálculo de tiempos de retardo para dirección SIS1 Y SIS2(en rojo).

Emulación de niveles de vibración a partir de Ondas elementales.

Se utiliza un modelo avanzado de calculo de vibraciones a partir de ondas elementales para emular las vibraciones generadas mediante un gemelo digital en situaciones específicas considerando muchos más parámetros y detalles. Al basarse en los modelos de atenuación de onda y firmas sísmicas de ondas elementales, el modelo posibilito el calculo de amplitudes a nivel de carga detonada y sus frecuencias.

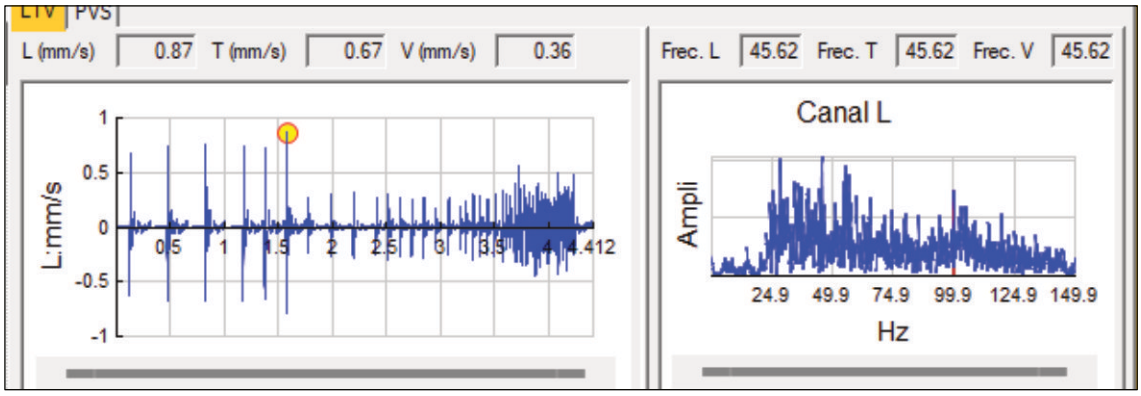


Imagen 11. Emulsión de amplitudes y frecuencias generadas por voladuras.

4. Conclusiones

El uso de gemelos digitales para el cálculo de los resultados de las voladuras desbloquea una nueva gama de posibilidades para alcanzar el control absoluto en el día a día de las operaciones mineras, en este caso para vibraciones generadas por voladuras, pero no limitado a otras métricas al integrarse con más información de campo y propiedades medidas.

Desarrollo de una de una aplicación con integración de inteligencia artificial para la optimización del ciclado de rebajes por corte y relleno en minería subterránea

Ricardo Solís Rodríguez[1], Héctor Salvador Konishi Guzman[1], Juan Carlos Baltazar[1] Vera, Carolina Rodríguez Rodríguez[1], Joel Everardo Valtierra Olivares[1]

[1] Departamento de Ingeniería de Minas, Metalurgia y Geología, División de Ingenierías, Campus Guanajuato, Universidad de Guanajuato, Ex-Hacienda San Matías s/n; C.P. 36000, Guanajuato, Gto.
Correo electrónico: solis.r@ugto.mx

Resumen

La planeación efectiva del ciclado de rebajes por el método de corte y relleno (Cut and Fill) es de vital importancia para el cumplimiento del tonelaje de mineral a extraer. En este sentido, el uso e implementación de tecnologías emergentes, como la inteligencia artificial (IA) permite optimizar procesos y procedimientos de operaciones unitarias en la explotación de minerales. En este trabajo se presenta la creación y puesta en marcha de una aplicación móvil (App) que analiza y estima la mejor forma de llevar a cabo la operación de ciclado de rebajes, aprovechando de mejor manera los recursos técnicos y humanos disponibles para el cumplimiento de la productividad (tonelaje).

La App integra una interfaz intuitiva y se integra con hojas de cálculo sincronizadas en tiempo real, dando como resultado la obtención de reportes automáticos donde se evidencian puntos críticos, áreas de mejora y optimización. A través de la App es posible ingresar información sobre la ley de mineral, área o número de rebaje, dimensiones del rebaje, acarreo, rezagado, transporte, cargado y voladura, disponibilidad de equipos, personal, tiempos y movimientos, principalmente. La validación de la App se realizó considerando datos históricos 60 días de una unidad minera subterránea del estado de Guanajuato, y se observó un factor de correlación >0.90 versus lo estimado.

Los modelos de predicción muestran una desviación estándar de 2.4% respecto al tonelaje diario real, lo que infiere que es posible anticipar con una baja incertidumbre desviaciones operativas permitiendo acciones correctivas antes de afectar la producción del siguiente turno.

Abstract

Effective stope cycle planning utilizing the cut-and-fill mining method represents a fundamental requirement for achieving targeted mineral tonnage extraction objectives. Within this operational context, the strategic implementation of emerging technologies, particularly artificial intelligence (AI) systems, facilitates the optimization of unit operations and procedural frameworks throughout mineral extraction processes. This research presents the development and deployment of a specialized mobile application (App) designed to analyze and evaluate optimal approaches for executing stope cycling operations, thereby maximizing the utilization of available technical infrastructure and human resources to achieve productivity targets measured in tonnage output.

The App incorporates an intuitive user interface architecture with integrated real-time synchronized spreadsheet functionality, generating automated reporting systems that identify critical operational parameters, enhancement opportunities, and optimization pathways. Through the application interface, operators can input comprehensive data including ore grade specifications, stope area identification numbers, stope dimensional parameters, haulage operations, mucking procedures, transportation logistics, loading operations, blasting activities, equipment availability status, personnel allocation, time-motion studies, and operational workflows. Application validation was conducted utilizing

90-day historical operational data from an underground mining operation located in Guanajuato state, demonstrating a correlation coefficient exceeding 0.90 compared to established estimates.

The integrated predictive modeling algorithms exhibit a standard deviation of 2.4% relative to actual daily tonnage production, indicating the system's capability to forecast operations with minimal uncertainty, enabling proactive corrective measures prior to impacting subsequent shift productivity.

1. Introducción

La industria minera proporciona diferentes minerales y elementos que se utilizan ampliamente en la vida diaria para fabricar diferentes materiales, desde aluminio hasta chips electrónicos usados en computadoras y dispositivos móviles (Liang y col., 2024). Algunos autores han estimado que durante el año 2010 al 2050, se triplicara la demanda de minerales estratégicos. Por lo tanto, este sector industrial enfrentará a una serie de obstáculos, por ejemplo, operaciones a mayor profundidad, y riesgos en la seguridad de las operaciones y del personal (Jenkins y Yakovleva, 2006). Por la demanda significativa en el incremento del ritmo extracción de las unidades mineras, es necesario implementar tecnologías de vanguardia para mejorar la eficiencia de minado y con ello minimizar los impactos negativos e inherentes a esta actividad económica (Bui y col., 2021). Una de esta tecnología es la inteligencia artificial (IA).

La inteligencia IA se define como una ciencia tecnológica diseñada para investigar y desarrollar teorías, tecnologías, y sistemas de aplicación que permita la simulación, mejora, y comprensión de sistemas complejos (Sheikh y col., 2023). La IA realiza diferentes actividades imitando el comportamiento neuronal humano, a través de programas o códigos computacionales diseñados para aprender, razonar y tomar decisiones; la IA puede clasificarse en fuerte y débil (Searle, 1980). La IA fuerte se refiere a la disposición de máquinas inteligentes que puedan razonar, planificar y resolver problemas de forma independiente, es decir, un sistema con inteligencia autónoma. La IA débil se refiere a un sistema computacional que imita funciones parciales del cerebro humano en condiciones específicas (Liu, 2021). En México la aplicación de IA para minería está en gran medida en una etapa débil.

En la literatura se ha reportado la aplicación de IA en minería en las áreas de mecánica de rocas, selección de método de minado o equipo, barrenación y voladura, problemas ambientales e ingeniería geológica (Bui y col., 2021). Por ejemplo, los autores Sonmez y col. (2006) aplicaron una red neuronal artificial (RNA) para estimar el módulo de roca en rocas intactas (Ei). Estos autores aplicaron RNA con datos de compresión uniaxial y de peso unitario de la masa de roca para estimar el Ei con un coeficiente de correlación R=0.82. En otro estudio, Majdi y Beiki (2010) utilizaron RNA para predecir el módulo de deformación de la masa rocosa. En el área de mecánica de rocas, el estallido de roca (rockburst) se ha analizado, clasificado y predicho con herramientas de IA (Dong y col., 2013). También la IA ha sido estudiada y aplicada a mejorar la selección del método de minado, principalmente por su efecto en la viabilidad económica, técnica y ambiental de un proyecto o unidad minera. Guray y col. (2003) propusieron un modelo de IA para la selección del método de minado basado en 13 diferentes sistemas expertos, en este método se definió como puntos críticos la productividad, la seguridad y el retorno económico.

Para el sector industrial, incluida la minería, la eficiencia y la productividad es esencial. Este trabajo propone la aplicación de la IA en la planificación y programación (ciclado de rebaje) de la producción por el método de corte y relleno en operaciones mineras subterráneas. Se construyó una aplicación para plataforma móvil (App) y ordenador utilizando técnicas de aprendizaje automático y redes neuronales artificiales. La App permite planear ciclos de minado y estimar la productividad de forma automática en un determinado periodo. Tomando en consideración la ley de mineral, tonelaje procesado, horas efectivas de operación, disponibilidad de los equipos y consumo energético, personal disponible por turno y tiempos muertos. Finalmente, esta App brinda información de productividad a través de la construcción de reportes automáticos, con información por cada turno operativo, ayudando de forma significativa en la toma de decisiones.

2. Metodología

En una primera fase se llevó a cabo el establecimiento de las prioridades de operación de una mina subterránea que emplea corte y relleno como método de minado. Para ello se establecieron las actividades principales diarias empleando una Matriz de Eisenhower, como se observa en la Figura 1. Además, la App lleva a cabo la estimación del ciclado de rebajes en base al análisis de tiempos y movimientos, por lo tanto, fue necesario establecer actividades estáticas y dinámicas durante su creación para estandarizar los tiempos efectivos. Los datos dinámicos son los que cambiaron diariamente, como la meta de tonelaje diario, la ley de corte mínima (cut off) y la disponibilidad de los equipos (barrenación, rezagado, acarreo y transporte). Por el contrario, los datos estáticos (inherentes al área de trabajo) fueron el área del rebaje, número de cortes disponibles, ley mineral, tonelaje estimado por rebaje, turnos, número de trabajadores, principalmente.

	Urgente	No urgente
Importante	Toneladas de mineral y Progreso en el ciclo de minado	Sin toneladas y Progreso en el ciclo de minado
No importante	Toneladas de mineral y Si progreso en el ciclo de minado	Sin toneladas de mineral y sin progreso en el ciclo de minado

Figura 1. Matriz de Eisenhower para identificación de prioridades. Fuente: elaboración propia.

En una segunda fase, se estableció un algoritmo con nueve actividades prioritarias, como lo son: barrenación, cargado, voladura, acarreo, rezagado, sostenimiento amacizado, transporte, geología y levantamiento. De las cuales algunas no están condicionadas a la disponibilidad de algún equipo, y otras 2 pueden completarse sin ser necesario un equipo de transporte. Como restricción en el diseño se utilizó que no pueden llevarse a cabo múltiples tareas de manera simultánea en un mismo rebaje y turno; principalmente por cuestiones de seguridad del personal y equipos. Otra condicionante fue priorizar la explotación de rebajes que aporten las toneladas requeridas y cumplan con la ley de corte mínima de corte establecida.

En la Figura 2 se presenta el diagrama de flujo automatizado desarrollado para la App, el cual comprende siete etapas secuenciales para llevar a cabo el procesamiento de los datos obtenidos al finalizar cada turno de operación. El procesamiento de la información inicia con la alimentación de datos históricos y actualizados durante la designación de tareas en un turno (pueble), posteriormente en la etapa 2 el sistema inserta la información en hojas de cálculo considerando la producción estimada y real. En la siguiente etapa se lleva a cabo la transformación de la información extraída al estilo y formato requerido, donde se integra para después ser estandarizada (etapa 4). En la etapa 5 se realiza el análisis empleando tecnología de IA, es importante mencionar que entre más grande es el conjunto de datos a analizar y conforme se alimenta nueva información la robustes de los resultados puede incrementarse significativamente. Finalmente, en las últimas etapas se lleva a cabo la validación y envío de reportes a las personas responsables del área de operación mina y/o planeación.

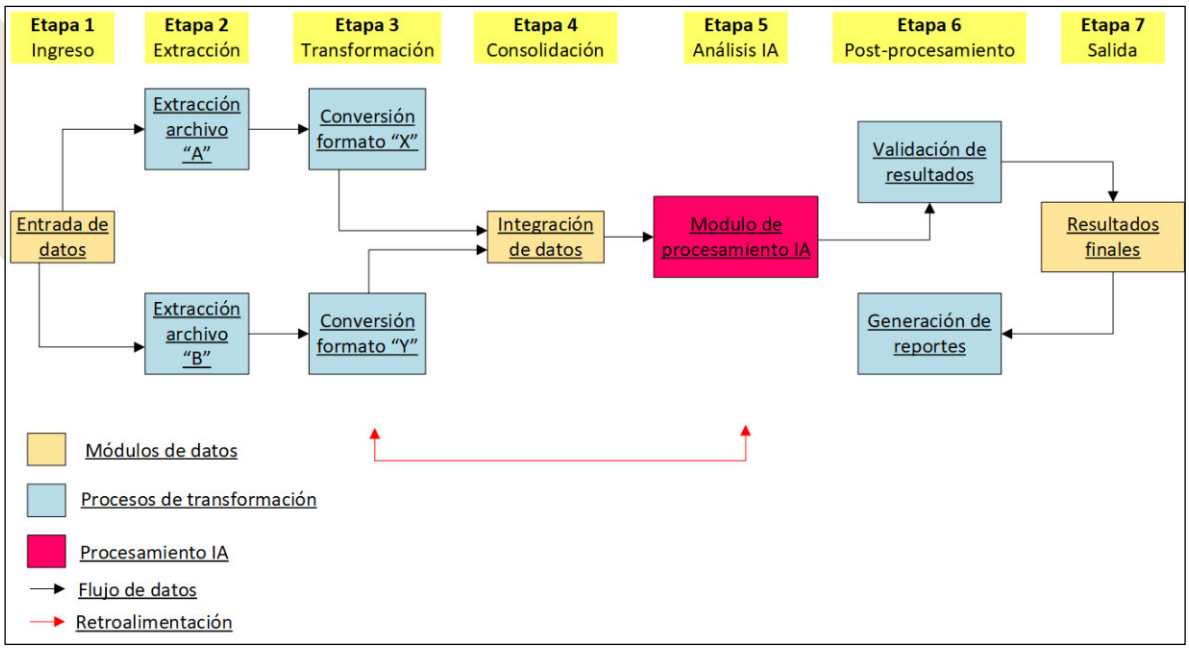


Figura 2. Diagrama de flujo para la creación de la App para la planeación de ciclado de rebajes. Fuente: elaboración propia.

3. Resultados

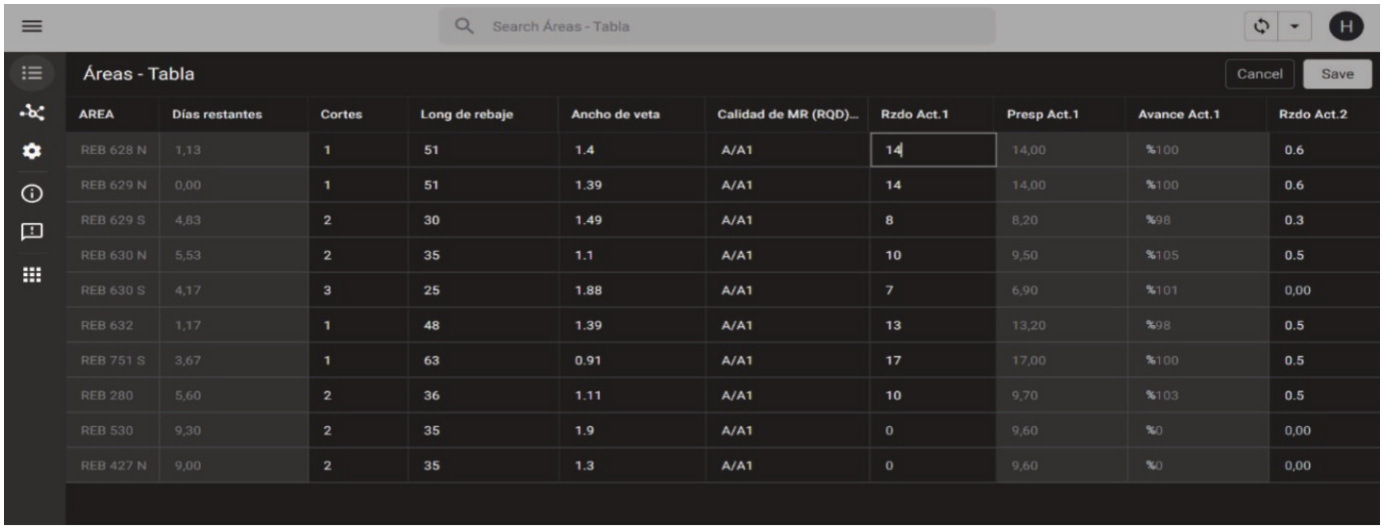
3.1. Interfaz gráfica de la App

Para la aplicación generalizada de una App es necesario que la interfaz humano-aplicación sea sencilla e intuitiva. Esto disminuye de forma considerable el tiempo de capacitación o entrenamiento requerido por el usuario para llegar a dominar su uso. Además, se requiere que cualquier supervisor o facilitador pueda utilizarla para cargar información al inicio o término de cada turno de operación. En la Figura 3 se muestra la interfaz gráfica de la App móvil. Dentro de la App el usuario tiene dos menús principales, el primero hace referencia a las características del área de trabajo, el segundo para ejecutar el análisis por IA considerando la información con la que se cuenta hasta el momento para construir un cronograma de minado (ciclado de rebajes) óptimo que permita ajustarse a la producción estimada o incluso superarla.

En el menú 1 (Áreas - y tabla), señalado en la Figura 4, se encuentran las diferentes áreas o rebajes de la mina. Cada área o rebaje tiene información sobre las características del cuerpo mineral (longitud y ancho), número de cortes, calidad de macizo rocoso (RQD), tonelaje planeado, ley equivalente, avance total en un ciclo de corte y 9 actividades más que hacen referencia a las operaciones unitarias relacionadas al ciclo de minado (ver sección 2). Cabe señalar que en cada actividad se tiene información del avance estimado (planeado) y real. El avance estimado de extracción por corte se relaciona con el calculado en base al número de turnos y a la estandarización de tiempos. Por el contrario, el avance real incluye la productividad de cada turno de operación, que se suma de forma consecutiva.

En el menú de IA (Menú 2, ver Figura 3(b), se registra la disponibilidad y estatus de los equipos de rezagado, acarreo, barrenación, transporte y número de cuadrillas por área (personal para barrenación, servicios generales, geología, muestreo, topografía, principalmente). La información del menú 1 y 2 se analiza y procesa por IA para dar prioridad a las áreas que permitan de forma confiable cumplir con la meta de producción. Finalmente, la App envía a través de correo electrónico un reporte a las personas responsables de operación mina o planeación que incluye un cronograma de actividades con los cortes necesarios para cada rebaje para lograr la meta de producción diaria y el cumplimiento (en porcentaje) hasta el momento (Ver Figura 4).

Figura 3. Fotografía de la interfaz gráfica de la App móvil aplicada a la optimización de ciclado de rebajes. (a) ventana de disponibilidad de cuadrillas, (b) venta de disponibilidad de equipos. Fuente: elaboración propia.



AREA	Días restantes	Cortes	Long de rebaje	Ancho de veta	Calidad de MR (RQD)...	Rzdo Act.1	Presp Act.1	Avance Act.1	Rzdo Act.2
REB 628 N	1,13	1	51	1.4	A/A1	14	14,00	%100	0.6
REB 629 N	0,00	1	51	1.39	A/A1	14	14,00	%100	0.6
REB 629 S	4,83	2	30	1.49	A/A1	8	8,20	%98	0.3
REB 630 N	5,53	2	35	1.1	A/A1	10	9,50	%105	0.5
REB 630 S	4,17	3	25	1.88	A/A1	7	6,90	%101	0,00
REB 632	1,17	1	48	1.39	A/A1	13	13,20	%98	0.5
REB 751 S	3,67	1	63	0.91	A/A1	17	17,00	%100	0.5
REB 280	5,60	2	36	1.11	A/A1	10	9,70	%103	0.5
REB 530	9,30	2	35	1.9	A/A1	0	9,60	%0	0,00
REB 427 N	9,00	2	35	1.3	A/A1	0	9,60	%0	0,00

Figura 4. Fotografía del menú áreas-tablas de la App móvil aplicada a la optimización de ciclado de rebajes. Fuente: elaboración propia.

3.2. Entrenamiento de modelo IA

Para el entrenamiento de la IA, se emplearon datos históricos 60 días de una unidad minera en México. Los datos de operativos de inicio de turno (pueble) se procesaron a través de hojas de cálculo para homogenizar el formato y estilo de la información.

La validación del modelo de IA se llevó a cabo con un análisis estadístico considerando los residuos o diferencias entre los datos estimados por la IA y los reales en la unidad minera. En la Figura 5 se presenta la gráfica de probabilidad normal de residuos, donde se muestra que los datos tienen un comportamiento lineal. Esta distribución indica que el error de predicción de IA no tiene un comportamiento sistemático, dando confiabilidad al modelo de IA.

Una vez comprobado que el modelo de IA predijo los datos de producción históricos considerando los parámetros operativos, se realizó un proceso iterativo de enseñanza a la inteligencia artificial, en donde se le presenta-

ron los procedimientos de cálculos y las condiciones que se requerían para que estos se llevasen a cabo. Así mismo, se fue integrando documentación de gestión de producción, estadística, probabilidad y textos de elaboración propia para la memoria de la Inteligencia artificial, para una mejor toma de decisiones. En la Figura 6 se presenta un histograma de residuos, la distribución es normal centrada al cero, y los residuos se concentran en el rango –50 a 50 tonelada da. La forma simétrica del histograma confirma que el modelo de IA no presenta sesgos significativos en la estimación de la producción.

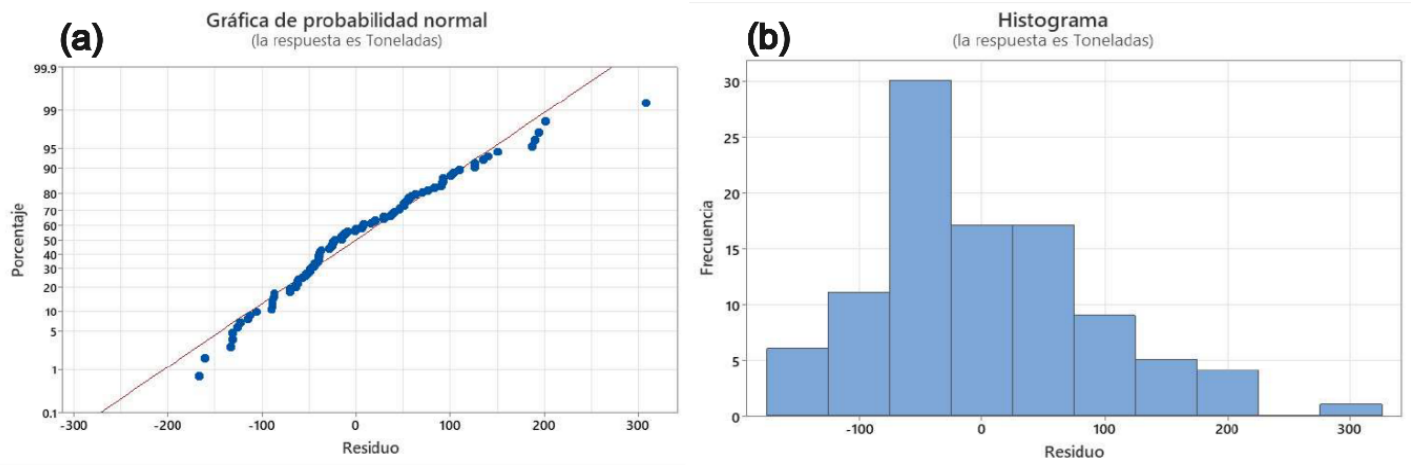


Figura 5. Probabilidad normal de residuos del modelo de IA. (a) probabilidad normal, (b) histograma de residuos. Fuente: elaboración propia.

4. Conclusiones

El uso e implementación de las tecnologías emergentes en las diferentes áreas relacionadas a la minería puede eficientizar las operaciones de una mina o proyecto (a cielo abierto o subterráneo), sin disminuir la seguridad de los equipos y el personal. La IA es una herramienta prometedora para el análisis, predicción, ajuste y programación de la planeación del ciclado de rebajes por corte y relleno u otras áreas operativas. La creación de aplicaciones con la integración de IA de fácil manejo, análisis autónomo y envío de reportes automáticos a los diferentes departamentos puede ayudar al cumplimiento y aumento de la productividad de extracción.

Agradecimientos

Los autores agradecen a la Universidad de Guanajuato por permitir el uso de sus equipos de cómputo, plataformas e instalaciones para llevar a cabo la construcción de esta aplicación. Asimismo, a la empresa Guanajuato Silver Company por el apoyo brindado en sus instalaciones.

Referencias

ADDIN EN.REFLISTBui, X.-N., Bui, H.-B., & Nguyen, H. (2021).A Review of Artificial Intelligence Applications in Mining and Geologi. Lecture Notes in Civil Engineering.https://doi.org/10.1007/978-3-030-60839-2_7

Dong, L.-j., LI, X.-b., & PENG, K. (2013). Prediction of rockburst classification using Random Forest.Transactions of Nonferrous Metals Society of China,23(2).https://doi.org/10.1016/S1003-6326(13)62487-5

Guray, C., Celebi, N. e., Atalay, V., & Pasamehmetoglu, A. G. (2003). Ore-age: a hybrid system for assisting and teaching mining method selection.Expert Systems with Applications,24(3).https://doi.org/10.1016/S0957-4174(02)00154-9

Jenkins, H., & Yakovleva, N. (2006). Corporate social responsibility in the mining industry: Exploring trends in social and environmental disclosure.Journal of Cleaner Production,14(3), 271–284.https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2004.10.004

Searle, J. R. (1980). Minds, brains, and programs [Article].Behavioral and Brain Sciences,3(3), 417–424.https://doi.org/10.1017/S0140525X00005756

Sheikh, H., Prins, C., & Schrijvers, E. (2023). Artificial Intelligence: Definition and Background.Research for Policy.https://doi.org/10.1007/978-3-031-21448-6_2

Sonmez, H., Gokceoglu, C., Nefeslioglu, H. A., & Kayabasi, A. (2006). Estimation of rock modulus: For intact rocks with an artificial neural network and for rock masses with a new empirical equation.International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,43(2).https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2005.06.007

Liang, G., Liang, Y., Niu, D., & Shaheen, M. (2024). Balancing sustainability and innovation: The role of artificial intelligence in shaping mining practices for sustainable mining development.Resources Policy,90, 104793. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2024.104793

Liu, B. (2021). Weak AI" is Likely to Never Become "Strong AI", So What is its Greatest Value for us?https://doi.org/10.48550/arXiv.2103.15294

Majdi, A., & Beiki, M. (2010). Evolving neural network using a genetic algorithm for predicting the deformation modulus of rock masses.International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,47(2).https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2009.09.011

Impacto de la pendiente de rampas en el diseño de tajo final y su relación con las reservas totales minables.

Autores: Dora Elia Pérez Reyes y Ana Patricia López Velázquez.

Entidad de adscripción: Grupo Mexico minería. Asociación de Ingenieros de Minas, Metalurgistas y geólogos de Mexico, A.C., distrito Nacozari de Garcia Sonora.
doraelia.perez@mm.gmexico.com

Resumen

Este estudio aborda la importancia de optimizar el diseño de rampas en minas a cielo abierto para maximizar las reservas minables, garantizar la seguridad y mejorar la eficiencia operativa. La pendiente de las rampas influye directamente en la accesibilidad, los costos y el volumen de reservas recuperables, por lo que comprender su impacto es fundamental para desarrollar diseños efectivos. La investigación se realiza en la mina La Caridad, ubicada en Nacozari de García, Sonora, caracterizada por un sistema de pórfido cuprífero con minerales como calcopirita, pirita y molibdenita. Se revisaron estudios previos relevantes, como los de Ramsay et al. (1983) y Pérez y Gómez (2015), que proporcionan un marco teórico sobre la relación entre pendiente y estabilidad de rampas, así como la recuperación de reservas. La metodología combina análisis teóricos, modelación numérica y simulaciones para evaluar diferentes escenarios de pendientes (8% y 10%). Se realizó un análisis geotécnico de las propiedades del macizo rocoso, utilizando datos de sondeos y ensayos de laboratorio, además de estudios geotécnicos existentes en la mina. Se desarrollaron modelos 3D del tajo y se simularon las extracciones para determinar el volumen minable y las reservas recuperadas en cada configuración, aplicando técnicas estadísticas para comparar resultados.

Los hallazgos muestran que pendientes mayores, como el 10%, permiten reducir la superficie de rampas y aumentar las reservas minables en un 13%, aunque pueden comprometer la estabilidad y seguridad. La pendiente óptima se sitúa en torno al 8%, logrando un equilibrio entre recuperación, seguridad y costos. Pendientes menores ofrecen mayor seguridad, pero limitan el volumen minable, mientras que pendientes mayores reducen costos, pero incrementan riesgos operativos. Las conclusiones destacan que la pendiente de las rampas tiene un impacto directo en la rentabilidad y sostenibilidad del proyecto, recomendando ajustar el diseño según las condiciones geotécnicas específicas y utilizar herramientas de modelación y simulación para decisiones informadas.

Abstract

This study emphasizes the importance of optimizing ramp design in open-pit mines to maximize recoverable reserves, ensure safety, and improve operational efficiency. The slope of the ramps directly influences accessibility, costs, and the volume of recoverable reserves; understanding its impact is crucial for effective mine design. The research was conducted at La Caridad mine, located in Nacozari de García, Sonora, characterized by a disseminated copper porphyry system with minerals such as chalcopyrite, pyrite, and molybdenite.

Previous relevant studies, such as those by Ramsay et al. (1983) and Pérez and Gómez (2015), provided a theoretical framework on the relationship between slope and ramp stability, as well as reserve recovery. The methodology combines theoretical analysis, numerical modeling, and simulations to evaluate different slope scenarios (8% and 10%). A geotechnical analysis of the rock mass properties was performed using borehole data and laboratory tests, complemented by existing geotechnical studies at the site. 3D models of the final pit were developed, and extraction simulations were conducted to determine the total minable volume and recovered reserves for each configuration, applying statistical techniques to compare results.

Findings indicate that steeper slopes, such as 10%, reduce ramp surface area and increase minable reserves by 13%, but may compromise stability and safety. The optimal slope

is around 8%, balancing reserve recovery, safety, and costs. Smaller slopes offer greater safety but limit the volume of reserves, while steeper slopes reduce costs but increase operational risks. The conclusions highlight that ramp slope has a direct impact on project profitability and sustainability. It is recommended to tailor the design based on specific geotechnical conditions and utilize modeling and simulation tools to support informed decision-making.

1. Introducción

La optimización del diseño de rampas en minas a cielo abierto es un aspecto crucial para maximizar las reservas minables, garantizar la seguridad de las operaciones y reducir costos. La pendiente de las rampas influye directamente en la accesibilidad, en la cantidad de mineral recuperable y en la eficiencia general del proceso minero. Por ello, comprender cómo varía el rendimiento y la seguridad con diferentes ángulos de inclinación es fundamental para desarrollar diseños que sean tanto rentables como seguros.

Este trabajo se enfoca en analizar cómo la variación en la pendiente de las rampas afecta el diseño del tajo final y la cantidad total de reservas minables, proponiendo recomendaciones que permitan optimizar estos aspectos. La investigación se realiza en la mina La Caridad, ubicada en Nacozari de García, Sonora, una zona caracterizada por su sistema de pórfido cuprífero y presencia de diversos minerales.

A través de una revisión de estudios previos, análisis geotécnico, modelación y simulaciones, se busca ofrecer una visión integral sobre la relación entre la pendiente de las rampas y la recuperación de reservas, aportando información valiosa para mejorar los diseños mineros y potenciar la sostenibilidad del proyecto.

Motivo del trabajo

La optimización del diseño de rampas en minas a cielo abierto es fundamental para maximizar las reservas minables y garantizar la seguridad y eficiencia en las operaciones. La pendiente de las rampas influye directamente en la accesibilidad, costos y volumen de reservas recuperables, por lo que comprender su impacto es clave para mejorar los diseños mineros.

Objetivo

Analizar cómo la variación en la pendiente de las rampas afecta el diseño del tajo final y la cantidad de reservas totales minables, proponiendo recomendaciones para optimizar ambos aspectos.

Localización

El estudio se realiza en mina La Caridad que es una mina a cielo abierto ubicada en Nacozari de Garcia, Sonora. Aproximadamente a 70 km al sureste de la capital de estado: Hermosillo; caracterizada por sistema de pórfido cuprífero tipo diseminado, con presencia de minerales como calcopirita, pirita y molibdenita principalmente, además de calcosita, covelita, goethita entre otros.

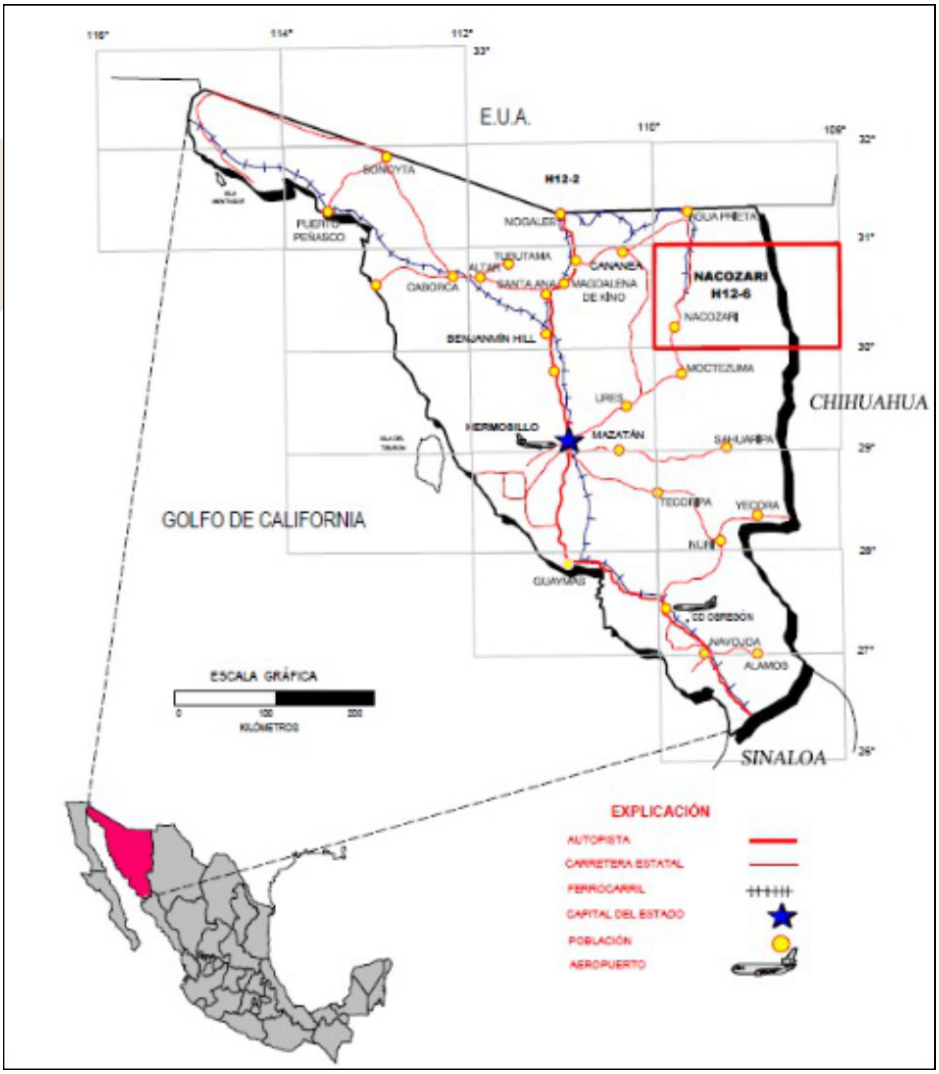


Ilustración 1.- Mapa de Localización.

Estudios previos

Se revisaron investigaciones como las de Ramsay et al. (1983), que abordan la influencia de las pendientes en la estabilidad de rampas, y estudios recientes que relacionan la geometría de rampas con la recuperación de reservas (ejemplo: Pérez y Gómez, 2015). Estos trabajos proporcionan un marco teórico para entender la relación entre pendiente y reservas minables.

2. Metodología

Descripción general

El estudio combina análisis teóricos, modelación numérica y simulaciones para evaluar el impacto de diferentes pendientes de rampas en el diseño del tajo final y las reservas recuperables.

Procedimientos utilizados:

- **Revisión bibliográfica:** Se recopilaron y analizaron estudios relevantes sobre diseño de rampas y reservas minables.
- **Análisis geotécnico:** Se evaluaron las propiedades del macizo rocoso mediante datos de sondeos y ensayos de laboratorio, siguiendo las metodologías propuestas por Ramírez (2010). Además, en Mina La Caridad existen estudios geotécnicos elaborados por el consultor Call & Nicholas Inc. (CNI). Estos estudios incluyen recomendaciones sobre los ángulos interrampa, los ángulos de cara de banco y las banquetas, las cuales se adoptan durante el diseño de las fases de minado y del tajo final para garantizar la seguridad y eficiencia de las operaciones.

- **Modelación:** Se desarrollaron modelos 3D del tajo considerando diferentes pendientes de rampas (8% y 10%) utilizando software minero.
- **Simulación de extracción:** Se simuló la extracción de reservas bajo cada configuración, calculando el volumen total minable y la cantidad de reservas recuperadas.
- **Análisis estadístico:** Se compararon los resultados para determinar la relación entre pendiente, volumen minable y costos asociados, siguiendo técnicas propuestas por Martínez-Romero (1998).

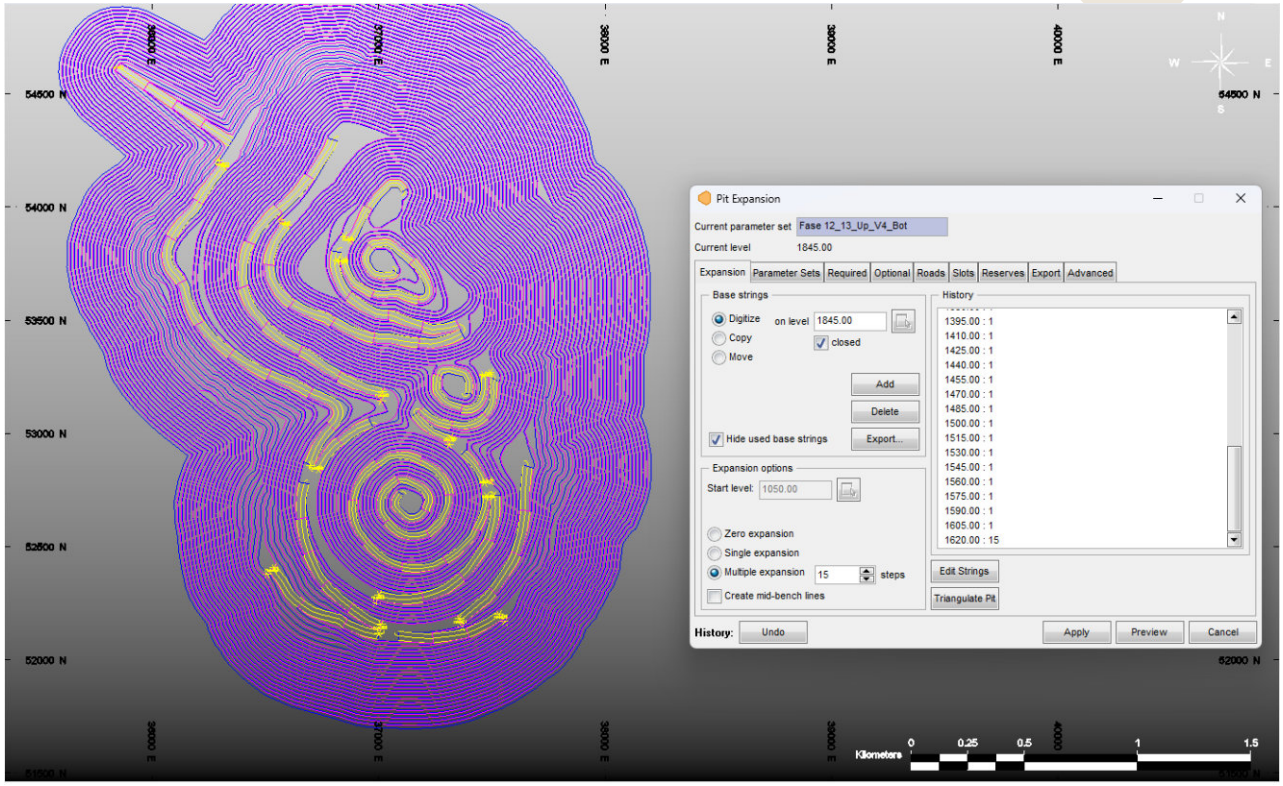


Ilustración 2.- Diseño de Tajo mediante el uso de herramientas propias del software; que permiten manipular la pendiente de las rampas.

3. Resultados

- **Impacto en reservas totales.** Se encontró que pendientes mayores (por ejemplo, 10%) permiten reducir la superficie de rampas, incrementando las reservas minables en un 13%, pero pueden comprometer la estabilidad y seguridad. Pendientes menores ofrecen mayor seguridad, pero limitan el volumen minable debido a restricciones de diseño.
- **Optimización del diseño:** La pendiente óptima se sitúa en torno al 8%, que balancea la recuperación de reservas y la seguridad estructural, en línea con recomendaciones de estudios previos (ejemplo: Pérez y Gómez, 2015).
- **Costos y eficiencia:** Se observó que pendientes mayores reducen costos de infraestructura, pero aumentan los riesgos operativos, mientras que pendientes menores incrementan los costos, pero mejoran la seguridad y recuperación.

Tabla 1.- Comparativa entre las reservas de mineral y reservas totales de ambos diseños de tajo a 8 y 10%, donde se observa el incremento en mineral minable y el decremento en costo.

	Mineral		Movimiento Total	
Cut	Tonnes	Costo por libra	Tonnes	Costo por libra
Diseño rampas 8%	216,866,263.84	10.87	904,615,849.16	3.38
Diseño rampas 10%	248,479,740.22	10.88	1,063,439,227.47	3.32
Grand Total	465,346,004.07	10.87	1,968,055,076.63	3.35
Δ	12.72%	0.08%	14.93%	-1.73%

4. Conclusiones

- La pendiente de las rampas tiene un impacto directo en la cantidad de reservas totales minables, afectando la rentabilidad y sostenibilidad del proyecto minero.
- Existe un rango de pendientes que optimiza la recuperación de reservas sin comprometer la seguridad, recomendándose ajustar el diseño según las condiciones geotécnicas específicas.
- La modelación y simulación son herramientas clave para evaluar diferentes escenarios y tomar decisiones informadas en el diseño de rampas y tajo final.

5. Agradecimientos

Queremos expresar nuestro sincero agradecimiento a Grupo México, Unidad La Caridad, por su invaluable apoyo y colaboración en la recopilación de datos y asesoría técnica. En especial, agradecemos al ingeniero José Antonio Martínez Martínez, director de Operaciones, por su apoyo y dedicación en la elaboración de este estudio. También extendemos nuestro reconocimiento a todos los departamentos involucrados en el análisis y recopilación de información, como el Departamento de Geotecnia y su representante, el ingeniero Fernando Robles Fuentes; el Departamento de Geología y su representante, Diana Feliciano Sandoval; y la Gerencia de Mina, representada por el ingeniero Blas Arturo Blanco Durón.

Asimismo, queremos dar un agradecimiento especial a la mesa directiva de la Asociación de Ingenieros de Minas, Metalurgistas y Geólogos de México, A.C., Distrito 49 Nacozari, y en particular a su presidente, el ingeniero Manuel Alejandro Cordova Bracamonte, por su apoyo y colaboración.

6. Referencias Citadas

1. Ramsay, J. G., et al. (1983). "Design of Ramp Systems in Open Pit Mines." Este estudio analiza cómo la inclinación de las rampas afecta la estabilidad, la seguridad y la recuperación de reservas en minas a cielo abierto.

2. Pérez, G., y Gómez, L. (2015). "Optimización del diseño de rampas en minas a cielo abierto: impacto en la recuperación de reservas." Este trabajo presenta modelos y simulaciones para determinar la pendiente óptima de rampas considerando aspectos económicos y de seguridad.

3. Ramírez, A. (2010). "Evaluación geotécnica para el diseño de rampas en minas a cielo abierto." Este estudio se centra en cómo las propiedades del macizo rocoso influyen en la elección de la pendiente de las rampas y en la estabilidad estructural.

4. Martínez-Romero, J. (1998). "Análisis estadístico del impacto de la pendiente en la recuperación de reservas minables." Este trabajo propone metodologías para evaluar cómo diferentes ángulos de rampas afectan la cantidad de reservas recuperables y los costos asociados.

5. García, M., et al. (2018). "Modelación numérica del diseño de rampas y su influencia en la eficiencia de extracción en minas a cielo abierto." Este estudio utiliza software de modelación para simular diferentes escenarios de pendientes y su impacto en la recuperación de reservas.

Optimización Inteligente de Ciclos Mineros mediante Análisis de Rutas, Machine Learning y Visualización Estratégica

Autores:
Andre Palomino Jove
Jose Machuca Barzola
Osmar Palomino Jove

Entidad de adscripción: GUNJOP
Correo electronico:
andre.jove@gunjop.com

Resumen:

La eficiencia operativa en el acarreo de material en minería superficial representa un reto clave para reducir costos, consumo de combustible y emisiones de CO_2. En este contexto, se desarrolló una solución integral basada en análisis por ruta segmentada, machine learning y dashboards inteligentes, orientada a mejorar significativamente la toma de decisiones técnicas y gerenciales.

A partir de la integración de datos del sistema de dispatch (Modular Mining) y mediciones de consumo real de combustible, se propuso un modelo predictivo de eficiencia que considera variables como tiempo, velocidad, toneladas transportadas, distancia, horómetro y consumo en galones. El KPI central utilizado es gl/TM·km, permitiendo normalizar el rendimiento por tonelada y kilómetro recorrido.

Utilizando algoritmos de aprendizaje automático (ML), se entrenó un modelo de referencia para estimar el consumo esperado en cada segmento de ruta bajo condiciones operativas óptimas. Esta línea base se compara en tiempo real con los datos reales de cada operador y camión, generando un delta traducible a dólares perdidos o ahorrados y toneladas de CO_2 emitidas o evitadas.

Incorporamos visualizaciones dinámicas como mapas de calor por ruta, rankings de desempeño por operador o camión, gráficas de evolución diaria, alertas de desvío y seguimiento de acciones correctivas (como mantenimiento o entrenamiento). Este enfoque permitió identificar patrones de ineficiencia, justificar intervenciones técnicas y lograr resultados tangibles.

Durante la implementación piloto, se detectaron sobreconsumos puntuales de hasta 0.65 gal/TM·km, equivalentes a más de $2,000 USD mensuales por camión y 3 a 5 toneladas de CO_2 adicionales. Las recomendaciones generadas permitieron mejorar la eficiencia operativa, cuantificar ahorros y demostrar impacto ambiental positivo.

Esto representa una evolución del sistema dispatch tradicional, transformando grandes volúmenes de datos operativos en información estratégica. Su enfoque predictivo y visual lo convierte en una herramienta clave para la optimización sostenible de flotas mineras en contextos de alta exigencia.

Introducción:

La industria minera superficial enfrenta el desafío constante de optimizar sus operaciones de acarreo para reducir costos operativos, mejorar la eficiencia energética y mitigar su impacto ambiental. Dentro de estas operaciones, el consumo de combustible representa uno de los principales factores de gasto, así como una fuente significativa de emisiones de CO_2. A pesar de contar con sistemas de dispatch como Modular Mining para monitorear flotas, estas herramientas suelen enfocarse en el control logístico y no siempre ofrecen una visión analítica profunda del desempeño individual de camiones u operadores.

Este trabajo surge como respuesta a la necesidad de contar con una solución más avanzada y personalizada, capaz de analizar la operación por segmentos de ruta y establecer un modelo de referencia que permita evaluar desviaciones en tiempo real. El objetivo principal fue desarrollar una plataforma de análisis inteligente, que combine datos operativos con técnicas de machine learning (ML) y visualización estratégica para identificar ineficiencias, cuantificar su impacto económico y ambiental, y apoyar la toma de decisiones gerenciales.

La solución fue aplicada en una operación minera superficial ubicada en la región costera del Perú, donde se cuenta con una flota de camiones de alto tonelaje operando en

diversas rutas con pendientes, distancias y condiciones variables. Se utilizaron datos provenientes del sistema de dispatch, sensores de consumo de diésel diferencial, y variables como tiempo de ciclo, velocidad, toneladas transportadas, distancia recorrida y horómetro de los equipos.

Como base para este estudio, se revisaron antecedentes en análisis de eficiencia operativa en minería, destacando experiencias en Canadá, Australia y Chile, donde se ha explorado el uso de KPIs como litros por tonelada-kilómetro (lt/TM·km), así como el desarrollo de modelos predictivos para monitorear condiciones ideales de operación. Sin embargo, pocos trabajos han integrado estos elementos en una sola herramienta orientada a la visualización y mejora continua, lo que motivó el desarrollo e implementación de esta solución.

Metodología:

El desarrollo de la solución se basó en un enfoque mixto que integra el análisis de datos operativos de acarreo, la construcción de modelos predictivos mediante algoritmos de aprendizaje automático (machine learning), y la visualización dinámica mediante dashboards interactivos para toma de decisiones.

2.1. Recolección y procesamiento de datos

Se recopilaron datos históricos y en tiempo real desde dos fuentes principales:

- Sistema de Dispatch Modular Mining: Proporcionó información detallada de cada ciclo de acarreo incluyendo tiempo de trayecto, velocidad promedio, número de viajes, distancia por ruta, tonelaje transportado y asignación de operador.
- Sistema de medición de consumo de combustible diferencial: Permite registrar galones consumidos por viaje, asociados al equipo y al ciclo específico.

Los datos fueron estandarizados y segmentados por tramos de ruta predefinidos (PB4 – PB5 – PB6 – PB7) con el objetivo de detectar comportamientos por geografía operacional. Se eliminaron valores atípicos y se validó la calidad de los registros utilizando métodos de detección de outliers intercuartiles (IQR) y filtrado por duración mínima de ciclo.

2.2. Cálculo de indicadores clave (KPI)

El indicador principal utilizado fue:

Consumo específico por tonelada-kilómetro:

KPI = Gl/TM*km

Gl: Galones consumidos
TM: Cantidad de mineral transportado
Km: Distancia recorrida

Este KPI permite comparar objetivamente el rendimiento entre equipos, operadores y rutas, independientemente del tonelaje o la distancia.

Adicionalmente, se calcularon indicadores complementarios como:

- gl/km
- gl/TM
- gl/h
- Velocidad promedio
- TM/hora
- % tiempo en ralentí

2.3. Modelo de referencia mediante Machine Learning

Se desarrolló un modelo predictivo de consumo ideal por ruta y condición operativa utilizando técnicas de regresión supervisada con validación cruzada k-fold. Las variables independientes incluyeron:

- Distancia, velocidad promedio, tiempo, pendiente, peso neto, ciclo operativo y condiciones climáticas (en algunos casos).

El modelo base se entrenó con datos históricos etiquetados como “operación eficiente” (aquellos en el cuartil inferior de consumo por ruta). Se utilizó el algoritmo Random Forest Regressor, seleccionado por su robustez frente a ruido y buena capacidad de generalización en entornos no lineales (Breiman, 2001).

2.4. Desarrollo de visualizaciones e indicadores de decisión

Los resultados del modelo y los datos reales fueron integrados en dashboards Power BI y Python Dash, con secciones para:

- Comparación operador vs modelo
- Comparación equipo vs modelo
- Mapas de calor por ruta
- Alertas de sobreconsumo en tiempo real
- Evolución histórica de cada KPI

Se incorporaron métricas de impacto económico ($) y ambiental (kg CO_2) utilizando factores estándar:

- $/galón = 3.5 USD (referencial)
- Emisión = 2.67 kg CO_2 / galón (EPA, 2023)

Esta metodología permitió no solo identificar desviaciones, sino monitorear acciones correctivas y medir su efectividad en términos financieros y sostenibles.

Resultados:

La implementación de Displus360 permitió transformar la operación minera en una fuente de conocimiento práctico, revelando datos clave sobre el comportamiento de los equipos y operadores en cada ruta. Al analizar de manera segmentada el acarreo, logramos identificar oportunidades concretas de mejora en consumo de combustible, eficiencia operativa y reducción de emisiones.

Uno de los principales logros fue la creación de un modelo predictivo de consumo "ideal" por ruta y condición, contra el cual se evaluó el desempeño real de cada camión y operador. Esta comparación permitió visualizar —de forma clara y cuantificable— cuándo se estaba operando eficientemente y cuándo se generaban desviaciones importantes.

Por ejemplo, en la ruta P0–P86 se identificaron camiones con consumos promedio superiores en 0.65 gal/TM·km respecto al modelo. Esta diferencia, aunque pueda parecer pequeña, se tradujo en un sobrecosto de más de 2,000 USD mensuales por camión, además de generar entre 3 y 5 toneladas de CO_2 adicionales por unidad en ese mismo periodo. Con esta información, se justificaron intervenciones como calibraciones de motor, ajustes de velocidad promedio y sesiones de entrenamiento personalizado a operadores con bajo rendimiento.

Los dashboards desarrollados mostraron resultados en tiempo real y facilitaron la toma de decisiones. Se generaron rankings de eficiencia por operador y por equipo, alertas automáticas de sobreconsumo, mapas de calor por ruta y gráficos de evolución diaria de KPIs. Esto permitió que tanto los supervisores de campo como la gerencia tuvieran visibilidad clara de los puntos críticos y de las mejoras implementadas.

En los primeros tres meses de implementación, se logró una reducción promedio del 5.8% en el consumo de combustible por ciclo, lo que representa un ahorro aproximado de más de 120,000 USD y una disminución estimada de 180 toneladas de CO_2 en total.

En resumen, Displus360 demostró ser una herramienta eficaz no solo para diagnosticar, sino también para mejorar activamente la eficiencia de la flota, integrando datos, análisis y acción en una sola plataforma.

Conclusiones:

El desarrollo e implementación de Displus360 marcó un hito en la optimización operativa del acarreo en minería superficial, al integrar tecnologías de análisis de datos, machine learning y visualización avanzada en una herramienta enfocada en mejorar la eficiencia y sostenibilidad de las flotas.

Este trabajo permitió demostrar que el análisis segmentado por ruta, combinado con un modelo de consumo ideal, brinda un marco mucho más preciso para evaluar el desempeño de operadores y equipos. A diferencia de los sistemas tradicionales de dispatch, Displus360 no solo monitorea la operación, sino que la interpreta, genera alertas tempranas y cuantifica el impacto económico y ambiental de cada desviación.

Entre los principales aportes destacan:

- La construcción de un modelo predictivo basado en condiciones reales y eficientes de operación, capaz de detectar sobreconsumos por ruta, equipo u operador.
- La consolidación de dashboards dinámicos que transforman millones de datos en decisiones accionables, accesibles tanto para supervisores como para la alta dirección.

- La creación de un sistema de indicadores que permite justificar intervenciones técnicas y de entrenamiento con respaldo numérico, traducido en ahorros concretos y reducción de emisiones de CO_2.
- La validación de que herramientas de inteligencia artificial aplicadas a operaciones reales pueden generar beneficios inmediatos sin necesidad de grandes cambios en la infraestructura existente.

En términos de resultados, el sistema permitió lograr una reducción significativa del consumo de combustible por ciclo, representando un ahorro superior a 120,000 USD en solo tres meses, así como una mitigación de más de 180 toneladas de CO_2.

Displus360 demuestra que es posible llevar el análisis operacional a un nuevo nivel, permitiendo que la minería sea más eficiente, rentable y comprometida con la sostenibilidad. Esta solución es escalable y replicable en otras operaciones mineras, marcando el camino hacia una nueva generación de gestión inteligente en el sector.

Agradecimientos:

Queremos expresar nuestro más sincero agradecimiento a todas las personas e instituciones que hicieron posible el desarrollo de este proyecto.

A la empresa minera, gracias por confiar en nosotros y permitirnos acceder a datos reales de operación. Su apertura para probar nuevas soluciones tecnológicas fue clave para que se pudiera aplicar y validar en condiciones reales de alta exigencia.

A todo el equipo de GUNJOP, gracias por creer en la innovación como herramienta de cambio. En especial al Ing. Osmar Palomino Jove, por liderar este esfuerzo con pasión, dedicación y visión estratégica, conectando tecnología, datos y realidad operativa de forma brillante.

Finalmente, agradecemos a la Escuela de Postgrado de la Universidad Nacional de Ingeniería, por brindarnos el soporte académico necesario para estructurar este estudio con rigurosidad técnica y sentido práctico.

Este trabajo es el resultado de un esfuerzo colectivo que demuestra que, cuando se combina experiencia de campo con tecnología y voluntad de mejora, es posible generar un impacto real en la minería de hoy.

Referencias citadas:

Breiman, L. 2001. Random forests. Machine Learning, 45(1), 5–32.

Environmental Protection Agency (EPA). 2023. Greenhouse Gas Emissions from a Typical Passenger Vehicle. United States Environmental Protection Agency. Disponible en: https://www.epa.gov

Mining3. 2020. Improving haul truck fuel efficiency through data analytics. Brisbane, Australia.

Pérez-Salas, G., Ramírez, J. y Bustamante, C. 2017. Análisis del consumo de combustible en minería a cielo abierto utilizando técnicas de machine learning. Revista de Ingeniería de Minas, 19(2), 44–55.

Smith, R. y Taylor, K. 2015. Application of machine learning to predict mining equipment fuel consumption. International Journal of Mining Science and Technology, 25(4), 623–630.

BANDA TRANSPORTADORA GUAJES, CONSTRUCCIÓN

Carrillo Madrigal, E.A[1*], Ortiz Alvarado, K[2].

[1*,2] Torex Gold Resources Inc.
[1*] elliot.carrillo@torexgold.com

RESUMEN

El mineral proveniente del yacimiento Media Luna (ML), será transportado a la planta de procesamiento utilizando una banda transportadora subterránea, la cual está suspendida del cielo del túnel Guajes. El túnel Guajes (TG) es la vía subterránea principal que conecta El Limón – Guajes (ELG), el cual fue excavado por debajo del río Balsas. La construcción de la banda transportadora subterránea, por ser una instalación en espacios subterráneos, ha representado la solución de retos logísticos y de ingeniería. El transportador de Guajes es un transportador de 6.678 km con una faja que mide 48" de ancho por 13,300 m de largo. Comienza en una elevación de 698 msnm, baja hasta 379 msnm y regresa a 759 msnm; recibe un tamaño máximo material de 400 mm desde 3 puntos de carga diferentes en su extremo posterior. La capacidad máxima de diseño es de 800 tph y funciona a una velocidad de 4.20 m/seg. El transportador está sostenido por 5036 rodillos locos de varios anchos y 8 poleas. Hay dos poleas motrices, una polea de cola y 5 poleas de curvatura. Una de las poleas de curvatura se utiliza para tensar la correa a 600 kN y está ubicada en un marco móvil vinculado a un cabrestante tensor a través de un cable de acero. El objetivo del presente es compartir la experiencia obtenida durante la construcción y puesta en marcha de la banda transportadora dado su longitud e instalación atípica; siendo el reto principal, el tendido inicial de la faja, específicamente la segunda sección desde el fondo del túnel hacia la polea de cola.

ABSTRACT

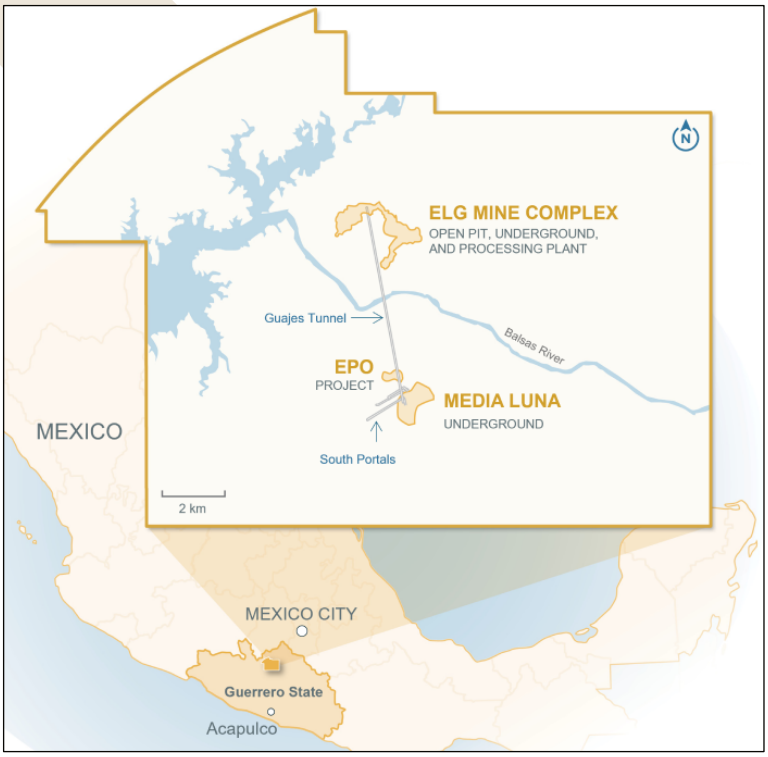
Ore from the Media Luna (ML) deposit will be transported to the processing plant via an underground conveyor belt suspended from the back of the Guajes Tunnel (TG). The Guajes Tunnel (TG) provides the main access route to the El Limón-Guajes Mine Complex, which was excavated below the Balsas River. The construction of the underground conveyor belt has solved logistical and engineering problems for the Media Luna mine. The Guajes Conveyor is 6,678 metres long and has a 48-inch-wide belt. Starting at an elevation of 698 metres above sea level, it travels down to 379 metres above sea level before returning to 759 metres above sea level. It can receive a maximum material size of 400 mm from three different loading points at its rear end. Its maximum design capacity is 800 tonnes per hour, and it operates at a speed of 4.2 metres per second. The conveyor is supported by 5,036 idler rollers of various widths and eight pulleys. There are two drive pulleys, one tail pulley and five bend pulleys. One of the bend pulleys is used to tension the belt at 600 kN and is located on a moving frame linked to a tensioning winch via a steel cable. This paper aims to share the experience gained during the construction and commissioning of this atypical conveyor belt, particularly focusing on the initial laying of the second section of the belt from the bottom of the tunnel to the tail pulley, which presented the main challenge.

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Localización

El Complejo Minero Morelos se ubica en el estado de Guerrero, México, aproximadamente a 180 km al sur-suroeste de la Ciudad de México. La ubicación de la Propiedad Morelos con respecto al estado de Guerrero, así como su ubicación dentro de México, se puede observar en la Figura 1.

El centro geográfico aproximado del Complejo Morelos es 18.0075 N, 99.7443 O.



La mina subterránea Media Luna es una operación totalmente mecanizada con acceso principal a través del Túnel de Guajes. El Túnel de Guajes tiene una longitud de 6,5 km y crea una conexión subterránea entre el Complejo Minero El Limón – Guajes (ELG) y la mina Media Luna (ML). El sitio ELG seguirá sirviendo como base de operaciones de la mina. Dos túneles adicionales en el Portal Sur proporcionarán acceso desde la mina ML a la rampa interna. Estos tres túneles de acceso servirán también como entradas de aire fresco para la ventilación de la mina, y el aire de escape saldrá de la mina a través de dos galerías de ventilación designadas. La construcción de los túneles de Guajes y del Portal Sur comenzó en 2021.

Figura 1 Localización Complejo Morelos

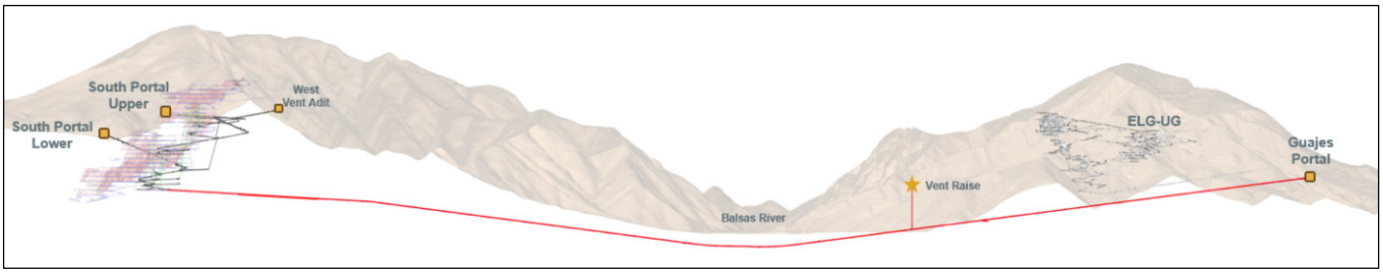


Figura 2 Mina Media Luna, Portales, vista noroeste.

La mina subterránea ML está diseñada para la minería a mediana escala desde seis bloques mineros activos, cada uno con infraestructura dedicada para mantener la producción continua de mineral desde los rebajes. El yacimiento ML tiene una inclinación adecuada para aprovechar los pases subverticales de mineral y estéril, lo que permite mover el material fragmentado eficientemente entre niveles mediante la fuerza gravitacional. El sistema de manejo de materiales está diseñado para minimizar la necesidad de remanejo con equipos móviles. Cada bloque minero constará de varios niveles de producción, con infraestructura dedicada y construida en cada nivel. Se accederá a todos los niveles de producción desde la rampa interna de la mina.

La mina subterránea ML está diseñada para una capacidad de producción promedio de 7500 t/d, utilizando principalmente un método de explotación de barrenación larga con relleno de pasta. El mineral fragmentado y el estéril se moverán a través de un sistema de contrapozos subverticales hasta las estaciones de rompedoras de rocas equipadas con grizzlies. Desde las estaciones de

rompedoras de rocas, el material fragmentado continuará hasta el nivel de transferencia de materiales, donde se encuentran tolvas dedicadas para mineral y estéril, donde se alimentará a la banda transportadora instalada en Túnel de Guajes. Este sistema transportará el mineral y el estéril a través del túnel desde la mina ML hasta el Complejo Minero ELG. El transportador finalizará fuera del portal del Túnel de Guajes, desde donde el mineral y el estéril serán remanejados hasta su destino final.

Figura 3 Estación motriz banda transportadora túnel Guajes

2. METODOLOGIA

2.1. Instalación de estructura suspendida

Para optimizar la maniobra de izaje y montaje de estructuras, los módulos y rodillos fueron armados en secciones, inspeccionados en un taller de superficie y trasladados al interior del túnel. Al ingresar los módulos armados, los accesorios de soporte tales como anclaje, cadenas, tensores y grilletes se encontraban evaluados y liberados respectivamente con documentación de calidad.

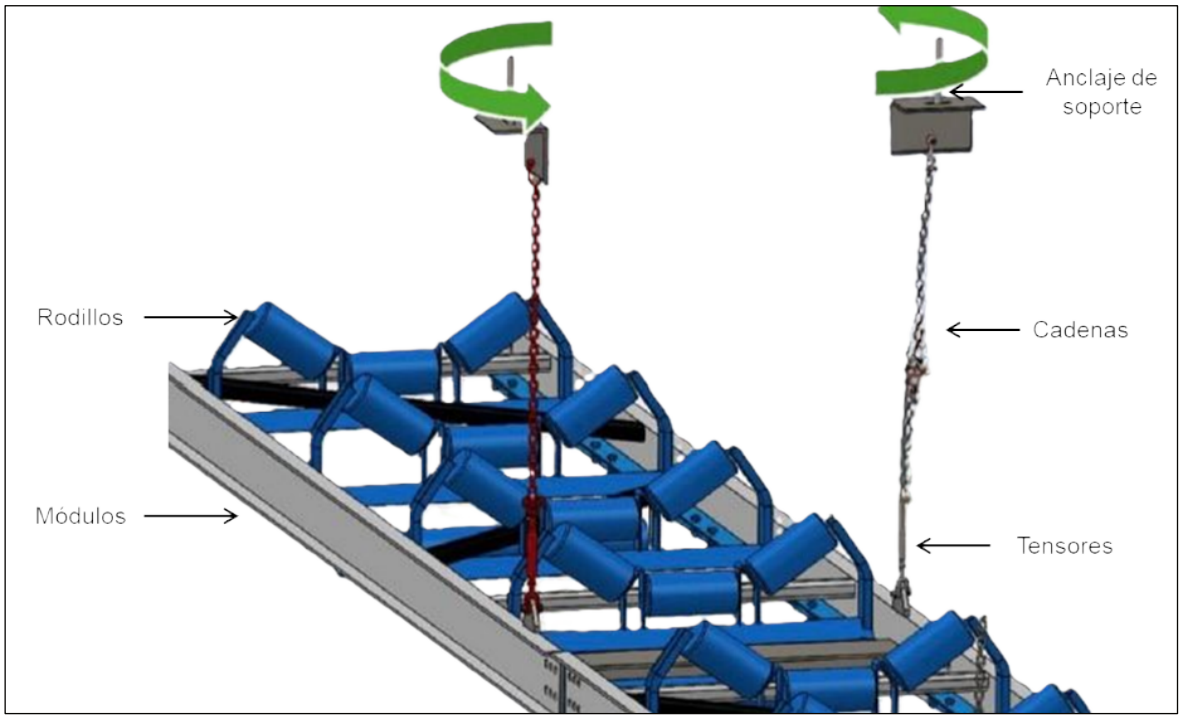


Figura 4 Instalación típica de la estructura suspendida

Para el montaje de la estructura se utilizaron equipos de levante, equipo de topografía para la alineación y nivelación, además supervisión de calidad para asegurar que la posición final de la estructura estuviera en cumplimiento con las especificaciones ingeniería.

2.2. Instalación y tendido de cinta transportadora

Una de las principales consideraciones y que permitieron la instalación de la cinta transportadora fue la utilización de dos dispositivos mecánicos para sostener y frenar la cinta transportadora durante el ingreso y tendido sobre la estructura, y a su vez, estos dispositivos fueron instalados y accionados de manera que no comprometieron la integridad física de la cinta. Con el objetivo de asegurar los parámetros adecuados de fricción que requieren estos dispositivos para su correcto funcionamiento, la cinta transportadora se mantuvo en condiciones controladas de temperatura, ambiente libre de polvo y humedad.

En superficie se prepararon y se empalmaron los tramos de cinta transportadora para ser tendida en dos fases. La primera fase consistió en el tendido de 6550 metros de cinta transportadora en el lado de carga y la segunda fase en el tendido de 6750 metros de cinta en el lado de retorno. Para lograr lo anterior, se utilizaron dispositivos neumáticos y mecánicos para frenar y sostener la cinta transportadora durante el ingreso, y desde el interior del túnel se utilizo un cabrestante, que fue posicionado en diferentes locaciones para tensar y alinear la cinta transportadora durante el tendido.

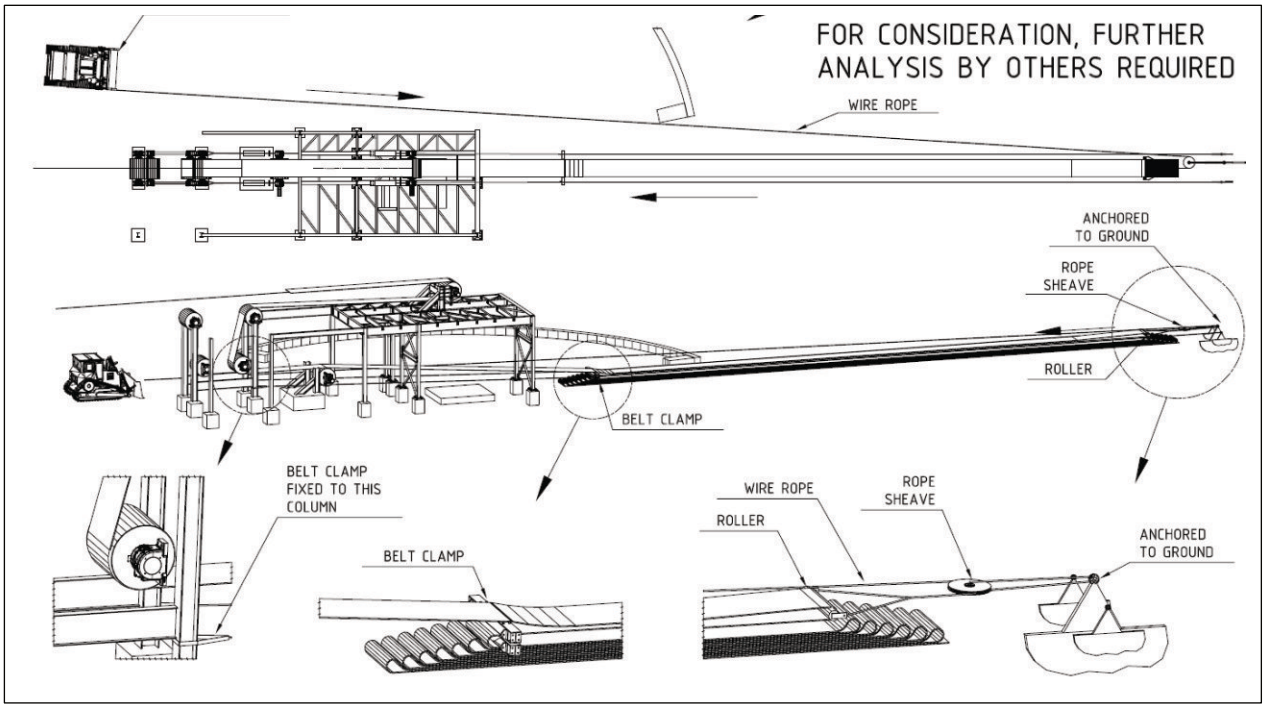


Figura 5 Arreglo general para el tendido de la cinta transportadora de superficie al punto más bajo del túnel

2.3. Frenado de la cinta transportadora

Esta actividad tuvo la función de controlar la velocidad de ingreso de la cinta y restringir su aceleración; los dispositivos de frenado estuvieron fijos en la base estructural de la polea motriz.

Figura 6 Freno de aceleración

Figura 7 Freno neumático

2.4. Tensionado de cinta desde el interior del túnel

Con el objetivo de tensionar la cinta, desde la parte más baja del túnel y hacia el fondo (tensión ascendente), se utilizó un cabrestante con capacidad de 45 toneladas, el cual fue posicionado en cuatro diferentes locaciones; las cuales fueron seleccionadas estratégicamente tomando en cuenta la longitud del cable en el tambor del cabrestante y mantener una capacidad de tensión por encima de 25 toneladas.

Para determinar y definir las diferentes locaciones se realizó un estudio de la cinemática, el cual comprendió calcular las tensiones máximas de la cinta tomando en cuenta la inclinación de la estructura a lo largo del túnel, el peso de la cinta en tracción y la fricción generada entre la cinta y la estructura.

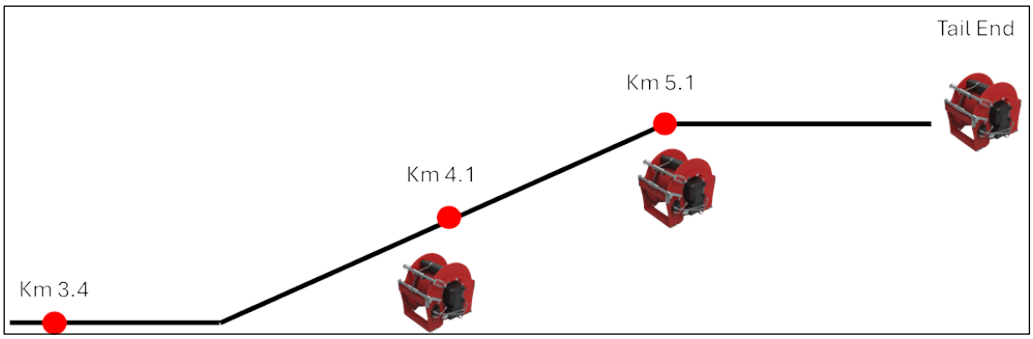


Figura 8 Distribución de los cabrestantes para fase dos del tendido de cinta transportadora

2.5. Cambio de posición de cabrestantes

Para realizar el cambio entre las posiciones de los cabrestantes se utilizaron puntos fijos para suspender temporalmente la cinta transportadora, esto permitió la desconexión y conexión del cable guía y hacer posible el intercambio de la ubicación del cabrestante. Esta actividad permitió fijar la cinta transportadora de manera segura y realizar inspecciones periódicas a toda la extensión de la cinta,

asegurando la integridad de la estructura, de la cinta y todos los accesorios y dispositivos sujetos a tensión y movimiento.

Figura 9 Arreglo general de los puntos de sujeción

2.6. Empalme final

Para concluir la instalación y tendido de la cinta transportadora fue necesario realizar la instalación de dos soportes temporales los cuales funcionaron como puntos de sujeción, estos puntos de sujeción fueron adaptados a la infraestructura instalada en las tolvas de alimentación. Estos puntos fijos permitieron sujetar la cinta transportadora (lado de carga y lado de retorno) para liberar los extremos que serian empalmados para cierre de la cinta.

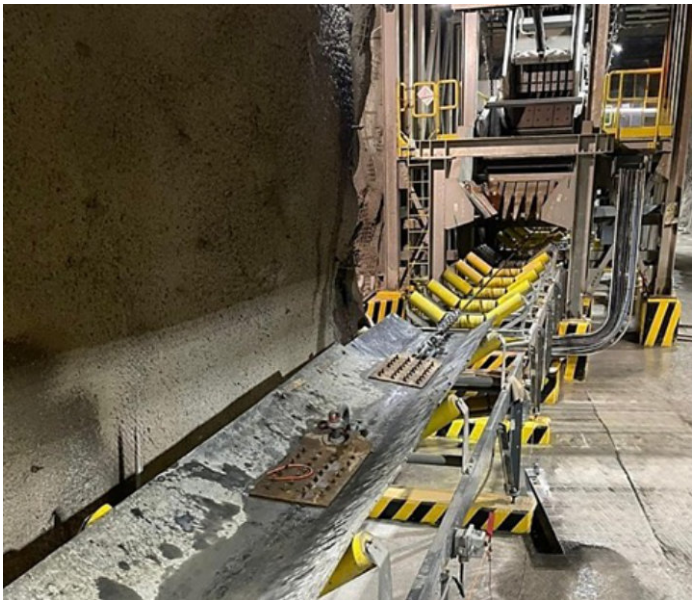


Figura 10 Izquierda, tirón final hacia la polea de cola; derecha, empalme y vulcanizado

3. RESULTADOS

Realizar el pre-armado en superficie (bases porta rodillos y rodillos) de módulos suspendidos redujo sustancialmente el tiempo de instalación (45 días), optimizó el traslado de la estructura de instalación suspendida, además de permitir el avance de las labores secundarias en el túnel y en mina Media Luna.

El acercamiento abordado para seccionar el tendido de banda en la porción subterránea hacia el fondo del túnel fue la más optima; se logró reducir la utilización de cabrestantes de mayor capacidad (90-120 toneladas) lo que representaba trabajos adicionales para el traslado e instalación debido a las grandes dimensiones del cabrestante dentro de las obras subterráneas.

Figura 11 Construcción concluida (izquierda, polea de cola; derecha, apilador radial)

4. CONCLUSIONES

La estrategia de construcción realizada redujo tiempos de ejecución y simplificó las maniobras de traslado de equipos y el tendido de la cinta transportadora.

5. AGRADECIMIENTOS

Los autores externan su gratitud a Torex Gold Resources y Minera Media Luna S.A de C.V. por permitir la difusión del estudio de caso; al soporte y guía de Dave Stefanuto, Faysal Rodriguez y Manuel Flores, quienes contribuyeron de manera sustancial en la estrategia de construcción de esta gran obra.

Agradecemos al Ing. Carlos Pérez y su equipo Operaciones Mina Subterránea Media Luna por todas las contribuciones valiosas en la supervisión y ejecución.

Agradecemos al Ing. José Castañon y su equipo Servicio Técnicos del Complejo Minero Morelos por todas las contribuciones técnicas y de ingeniería.

Agradecemos a las empresas contratistas que, directa e indirectamente, con su valiosa contribución hicieron posible la construcción y puesta en marcha de esta obra.

6. REFERENCIAS

Torex Gold Resources Inc, NI 43-101 Technical Report, " ELG Mine Complex Life of Mine Plan and Media Luna Feasibility Study", March 31, 2022.

E. Carrillo, M. Flores, "Dinamic and Static Belt load & traction calculations", Media Luna GT Conveyor Technical Report, November 31, 2023.

Control de la Dilución en vetas angostas explotadas en calidad de roca Mala utilizando el método SLS en Mina Las Chispas

Por: Arturo Martín Ramos Yataco, Carlos Tadeo Olea Pérez

Coeur Mining – Compañía Minera La Llamarada – Mina Las Chispas
e-mail: aramos@coeur.com

Resumen

El yacimiento minero de Coeur Las Chispas se encuentra ubicado en la zona noroeste de México, donde gran parte de la geología expuesta se puede atribuir a la subducción de la Placa de Farallón debajo de la Placa de América del Norte y el vulcanismo de arco magmático relacionado.

Las Chispas es un sitio de producción histórico de plata y oro, con vetas de altas leyes en numerosas minas subterráneas que datan de la década de 1640.

La mineralización se aloja en vetas hidrotermales, stockwork y brechas. El emplazamiento de la mineralización se ve influenciado por fracturas y conductos de baja presión formados en el macizo rocoso durante los movimientos tectónicos.

La plata domina visualmente la mineralización de oro en toda la operación Las Chispas. El oro se presenta en forma de electrum, como oro nativo y en asociación con pirita y calcopirita.

En Mina Las Chispas se realiza el plan de minado en un 95% con el método de Longhole sublevel stoping - SLS (Barrenación Larga) y un 5% Cut & fill (corte y relleno).

Teniendo esta consideración se aplica controles de diseño, de operación y de ingeniería, teniendo como objetivo reducir la dilución a un máximo del 30% en rebajes de calidad de roca Mala, obteniendo hasta el momento una reducción a un 34% en el control de la dilución operativa (ELOS) en rebajes con un tipo de roca IV (Roca Mala, conforme a la clasificación Geomecánica RMR de Bieniawski).

Summary

The mining site of Coeur Las Chispas is located in the northwest region of Mexico, where a large part of the exposed geology can be attributed to the subduction of the Farallon Plate beneath the North American Plate and the associated volcanic arc magmatism.

Las Chispas is the site of historical production of silver and gold from narrow high-grade veins in numerous underground mines dating back as early as the 1640s.

The mineralization is hosted in hydrothermal veins, stockwork, and breccias. The location of the mineralization is influenced by fractures and low-pressure conduits formed in the rock mass during tectonic movements.

Silver visually dominates over gold mineralization throughout the Las Chispas Operation. Gold occurs as electrum, native flakes and in association with pyrite and chalcopyrite.

In Mina Las Chispas, the mining plan is carried out 95% with the Longhole sublevel stoping method and 5% Cut & fill.

With this consideration, design, operation, and engineering controls are applied with the objective of reducing dilution to a maximum of 30% in quality reductions of poor rock, achieving so far a reduction to 34% in the control of operational dilution (ELOS) in reductions with a type IV rock (Poor Rock, according to Bieniawski's Geomechanical classification RMR).

Introducción

Las principales vetas mineralizadas donde se tiene actualmente explotación en Longhole son: Babicanora Main (BAM), Babicanora Vista (BAV), Bavicanora Norte (BAN), Babicanora Sur (BAS), ver Figura 1.

De los informes históricos y trabajos mas recientes han investigado los minerales de oro, plata, metales base y ganga asociados con la mineralización. Esta mineralización tiene un espesor real de entre 0.10 m y 10.0 m y generalmente abarca una franja central de mineralización de cuarzo y calcita con vetillas estrechas dentro de la zona afectada por el fallamiento adyacente.

La zona estructural de mineralización tiene un azimut N140° a N150° con buzamientos entre 60° a 70° al SO. Se presenta fallamiento principal con azimut N200° a N220°, asociado

a un conjunto de fracturamiento denso que intercepta a Babicanora Main. Estas intersecciones aparentan influir en la mineralización mediante el desarrollo de franjas o canales de alta ley con un plunge hacia el sureste.

Las unidades litológicas que albergan la mineralización principal se definen como:

- **LAT 1** (Toba Andesítica Lapilli). La cual tiene 200 m de espesor, se superpone a la unidad RDCLF2 y también es atravesada por diques en la zona de la veta Babicanora Main. Como calidad de roca, esta unidad litológica presenta calidad de roca Tipo III (roca regular). Teniendo una degradación de su resistencia y condición de calidad de roca en las zonas de contacto litológico y fallamiento asociado a la veta Babicanora Main, cambiando a una calidad de roca IV o V (Roca Mala o Muy Mala). LAT1 presenta las mejores condiciones como huésped de la mineralización, debido a su composición mineralógica. La intrusión de diques de traquiandesita y riolita con bajo ángulo de buzamiento dentro de LAT1 presenta trampas estructurales adecuadas para la acumulación de grandes cantidades de mineralización de oro y plata. Ejemplos de ello son las vetas Babicanora Main Babi Vista, Babicanora Norte y Babicanora Sur.
- **RDCLF1** (Toba Riodacítica), con una mayor proporción de toba dacítica y una pequeña cantidad de riodacita. Esta unidad se superpone concordantemente a LAT1 y tiene un espesor de 60 m a 70 m. Las vetas alojadas en esta unidad geológica tienen a ser mas estrechas debido a la competencia de la roca. Como calidad de roca, esta unidad litológica presenta en su mayoría, calidad de roca Tipo III (roca regular).
- **RDCLF2** (Toba Riodacítica con cristales), esta unidad presenta una toba cristalina con abundante cuarzo. Se estima que esta unidad tiene un espesor de 200 m. Las vetas alojadas en esta unidad geológica tienden a ser mas estrechas, debido a la densidad de su composición litológica. Como calidad de roca, esta unidad litológica presenta calidad de roca Tipo III (roca regular) y tiende a presentar zonas con fuerte alteración o en tramos donde se presenta cerca a contacto con la secuencia de lavas volcano sedimentarias, puede degradarse a una calidad de roca tipo IV (roca mala).
- **SACTS** (Dique traquiandesítico – riolítico). Estos diques varían entre 5 a 30 m de espesor, tiene un rumbo NW 60° SE y un buzamiento de hasta 65° al SE en la parte Sur de la operación de la mina. Como calidad de roca, este dique se presenta con calidad de roca Tipo IV (roca mala) en la cercanía de la estructura principal, generando inestabilidad al alto de la veta.

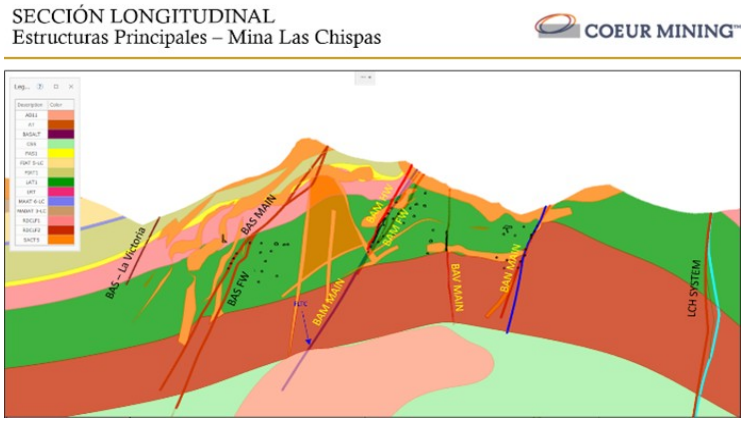
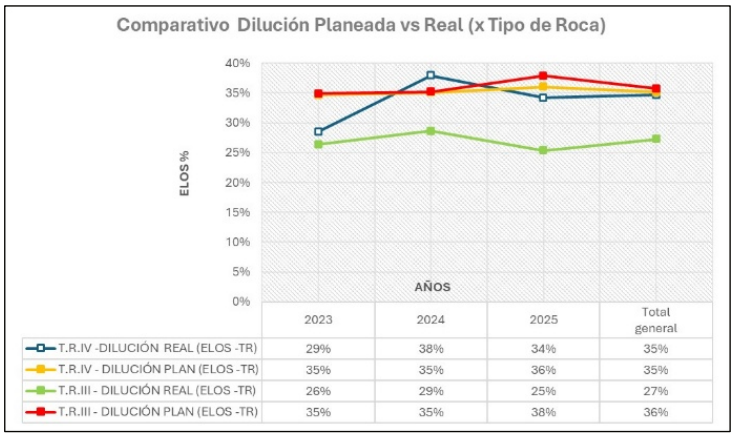


Figura 1. Sección Longitudinal indicando las principales estructuras mineralizadas en Las Chispas

El objetivo del trabajo es mostrar los controles operativos y de ingeniería con lo que cuenta Coeur Las Chispas para el control de la caja del alto en la explotación de rebajes en calidad de roca Mala (tipo IV, de acuerdo con la clasificación geomecánica de Bieniawski 1989).

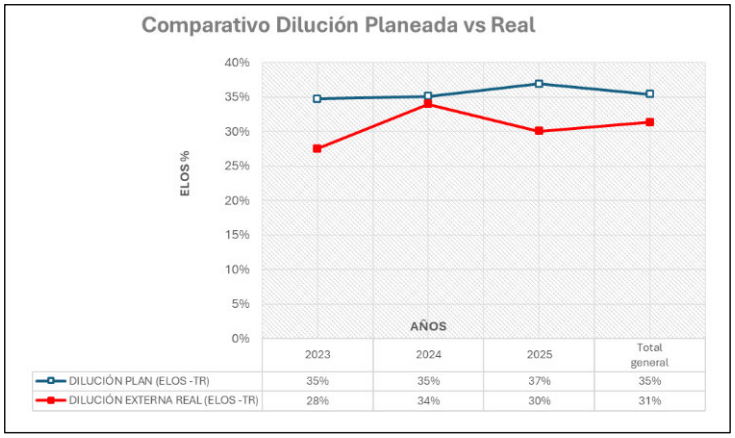
Como parte de la mejora continua, este proceso ha incluido controles de diseño geomecánico, diseño de barrenación, voladura y sostenimiento de minas.

Como antecedente, los primeros análisis de dimensionamientos geomecánicos para la explotación en barrenación larga (BL), no consideraban para el cálculo de la dilución operativa (ELOS) la influencia desfavorable de contactos litológicos y controles estructurales de estructuras cercanas, la estadística nos daba dilución de 38% (ver figura 2). El considerar estas condiciones para el minado de los rebajes en BL disminución de la dilución en los rebajes BL, obteniendo en lo que va del año 2025 un promedio del 30% en rebajes con calidad de roca Regular y Mala (ver Figura 3 y 4).



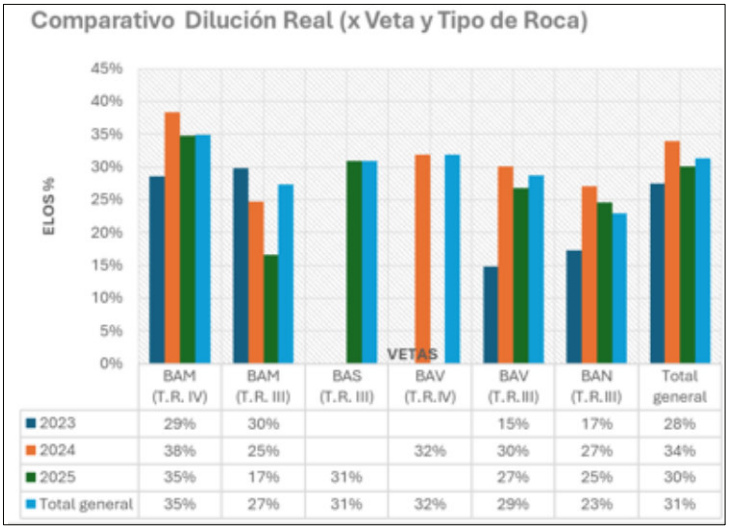
	2023	2024	2025	Total general
T.R.IV -DILUCIÓN REAL (ELOS -TR)	29%	38%	34%	35%
T.R.IV - DILUCIÓN PLAN (ELOS -TR)	35%	35%	36%	35%
T.R.III - DILUCIÓN REAL (ELOS -TR)	26%	29%	25%	27%
T.R.III - DILUCIÓN PLAN (ELOS -TR)	35%	35%	38%	36%

Figura 2. Evolución de la Dilución Operativa (ELOS) por tipo de roca comparando Dilución Planeada vs



	2023	2024	2025	Total general
DILUCIÓN PLAN (ELOS -TR)	35%	35%	37%	35%
DILUCIÓN EXTERNA REAL (ELOS -TR)	28%	34%	30%	31%

Figura 3. Evolución de la Dilución Operativa (ELOS) comparando Dilución Planeada vs Real.



	BAM (T.R. IV)	BAM (T.R. III)	BAS (T.R. III)	BAV (T.R.IV)	BAV (T.R.III)	BAN (T.R.III)	Total general
2023	29%	30%			15%	17%	28%
2024	38%	25%		32%	30%	27%	34%
2025	35%	17%	31%		27%	25%	30%
Total general	35%	27%	31%	32%	29%	23%	31%

Figura 4. Evolución de la Dilución Operativa Real (ELOS) por Vetas y Tipos de Roca.

Metodología

El estudio se basa en el ajuste de parámetros de dimensionamiento de rebajes en SLS, considerando el cálculo con el método grafico de estabilidad (MGE), propuesto inicialmente por Mathews (1981) y subsecuentemente modificado por Potvin (1988) y Nickson (1992) para posteriormente obtener lo que conocemos como Método Gráfico de Estabilidad Modificado. Más adelante, Hadjigeorgiou (1995) aumentó la base de datos con particular referencia a la inestabilidad de la caja techo.

El método es utilizado para el dimensionamiento de los rebajes abiertos (SLS); en todos los casos, la estabilidad fue evaluada cualitativamente como estable, potencialmente inestable o colapso.

Esto ha permitido cuantificar la cantidad de dilución empleando el parámetro definido como Equivalente Linear de Sobre rotura/Desprendimiento (ELOS por Clark, 1997), que intenta expresar la medición volumétrica de sobre rotura en un espesor promedio de la superficie de la pared del rebaje. Ello resulta en una curva de diseño para la "Estimación Empírica del Desprendimiento de Pared", generada a partir de una base de datos de más de 88 observaciones (Clark, 1988) y es empleada solamente para la caja piso y caja techo y no debería extenderse más allá de los límites de la base de datos.

La aplicación de esta metodología se muestra en las Figuras 5 al 9.

Sección Longitudinal y Transversal del Rebaje
BAM_660_REB-BL_1111__PROD

COEUR MINING

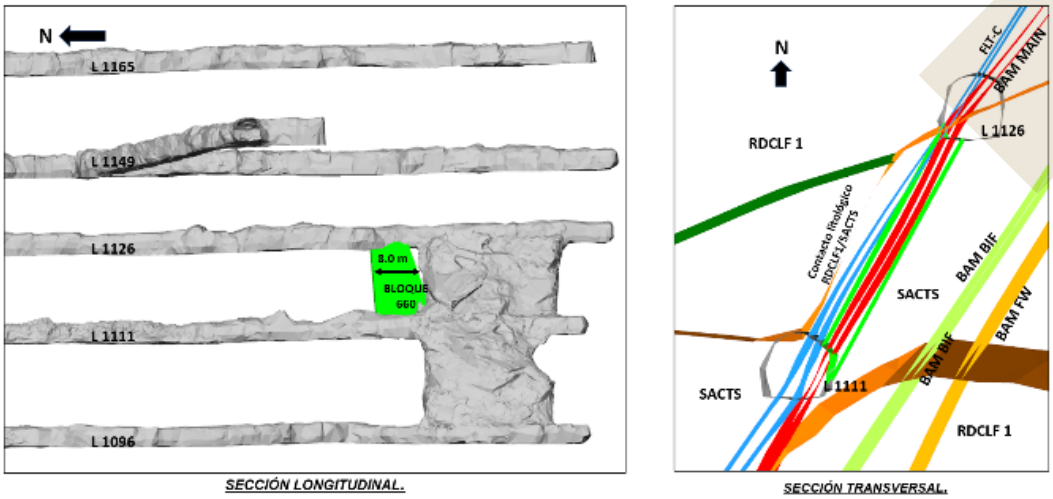


Figura 5. Análisis estructural de block BAM_660_REB_BL_1111 a minarse por SLS

Parámetros de Resistencia y Esfuerzos del Macizo Rocoso
BAM_660_REB-BL_1111__PROD

COEUR MINING

Parámetros de Resistencia del Macizo Rocoso - Block BAM_660_REB-BL_1111__PROD										
Dominio Estructural	Profundidad		Caracterización del Macizo Rocoso					mi	Densidad (tn/m3)	S_{ci} (MPa)
	Respecto a Nivel	Prof. (m)	Indice RMR	Clase	Tipo de Roca	GSI	Q (Barton)			
SACTS	1111	218	36	IV	Mala	MF/P	0.41	25	2.55	88
VETA	1111	218	34	IV	Mala	MF/P	0.33	19	2.55	59
RDCLF1	1111	218	47	III	Regular	F/R	1.4	25	2.55	83
FLTC	1111	218	14	V	MuyMala	MF/MP	0.04	4	2.55	12

Esfuerzos "in situ" BAM_660_REB-BL_1111__PROD						
Rebaje	Profundidad		Esfuerzo Vertical (MPa)	Constante k	Esfuerzo Horizontal (MPa)	Esfuerzo Z (MPa)
	Respecto a Nivel	Prof. (m)				
BAM_660_REB-BL_1111__PROD	1111	218	5.46	1.2	6.55	6.01

Figura 6. Parámetros del macizo rocoso y condición de esfuerzos en el block BAM_660_ REB_BL_1111 a minarse por SLS

Geometría del Rebaje y Radios hidráulicos considerados:
BAM_660_REB-BL_1111__PROD

COEUR MINING

Geometría del rebaje barrenación larga - Block BAM_660_REB-BL_1111__PROD					
Subnivel	Ancho de Estructura (m)	Buzamiento (°)	Altura de subnivel vertical de piso a piso (m)	Distancia Inclinada Sin Sostenimiento (m)	Altura banco (m)
BAM_660_REB-BL_1111__PROD	1.58	62°	17.2	24.85	14.3

Barrenacion larga - Block BAM_660_REB-BL_1111__PROD							
LMA	Dominio Estructural	Nivel	R.HCT (caja techo)	R.HC (corona)	N'	Ancho de Estructura (m)	Estabilidad del Rebaje
LMA 8 m	SACTS	1111	3.03	0.66	1.77	1.58	Zona Potencialmente Inestable
LMA 10 m	SACTS	1111	3.57	0.68	1.77	1.58	Zona Potencialmente Inestable
LMA 12 m	SACTS	1111	4.05	0.7	1.77	1.58	Zona Potencialmente Inestable

Figura 7. Dimensionamiento y geometría del block BAM_660_REB_BL_1111 a minarse por SLS

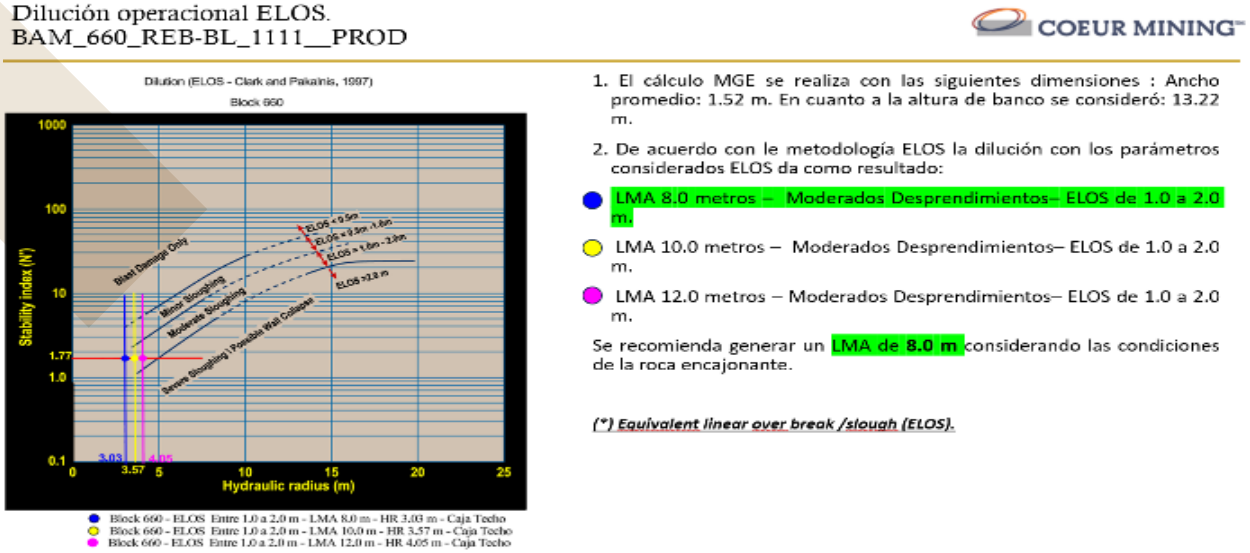


Figura 8. Cálculo de Dilución operativa ELOS para el block BAM_660_REB_BL_1111 a minarse por SLS

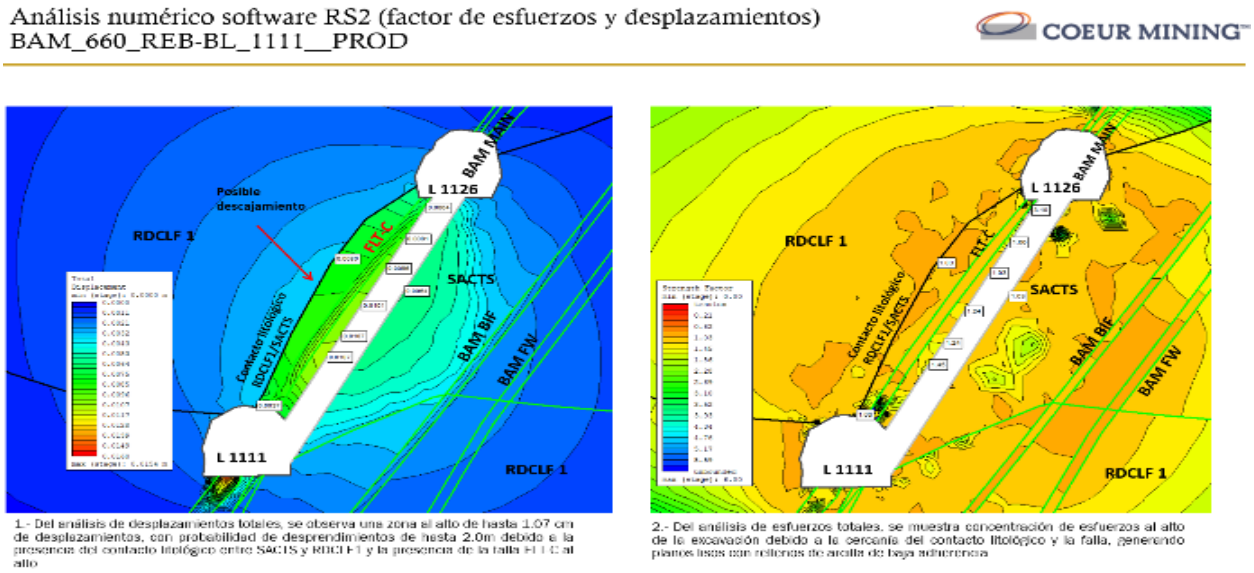


Figura 9. Análisis de esfuerzos y deformaciones en la mina del block BAM_660_REB_ BL_1111 a minarse por SLS

Dependiendo de la condición estructural del block a minar y a la calidad de la roca se recomienda la Longitud máxima Abierta (LMA), permisible para abrir el rebaje SLS. En general los bancos de los blocks a minar tienen alturas entre 12 m a 20 m, siendo para Babicanora un promedio de banco de 13 m de altura, recomendando LMA entre 6 m (para condiciones muy desfavorables) a 20 m (para condiciones de roca regular), ver Figura 10.

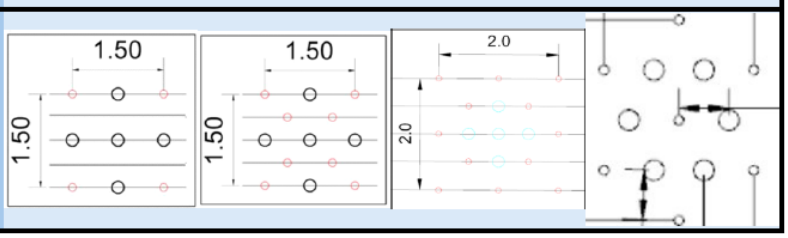
Caracteristicas	2022	2023	2024	2025
# de barrenos	9	13	17	13
Escareados a 6"	5	5	5	6
Diamentro bnos	2.5"	2.5"	2.5"	2.5"
plantilla (m)	1.5x1.5	1.5x1.5	2x2	1.8x2
Cargado				
iniciador	pirotecnico	pirotecnico	Electronico	Electronico
secuencia (ms)	400	400	300	450
carga de columna	Anfo Reg (0.75gr/cc)	Anfo Reg (0.75gr/cc)	Anfo Bde (0.65gr/cc)	Anfo Bde (0.65gr/cc)
cebo (prime)	emulsion encartuchada 2"x16" (1.12gr/cc)	emulsion encartuchada 2"x16" (1.12gr/cc)	booster 150gr (1.64gr/cc)	booster 150gr (1.64gr/cc)
Fc promedio (kg/tons)	2.09	3.90	3.29	1.91
Comentarios				
Puntos a favor	Menor tiempo de barrenacion Menor consumo de explosivo No genera problemas a la estructura del Alto	Mejoras en la apertura de cuñas	Se resuelve problemas de comunicación de barrenos se aprovechan los barrenos escareados versatilidad en la secuencia	menos barrenos que la propuesta anterior gran aprovechamiento en los barrenos de aire menor impacto al terreno (alto)
Puntos en contra	Desviacion minima de barrenos genera problemas	Fc muy alto problemas en el encasquillado de barrenos por medida corta de bordo y espaciamiento comunicación de barrenos entre los mismos Ciclo de minado mayor	Poca area para desplazamiento de carga Ciclo de minado mayor genera problemas con el terreno	mayor numero de escareado genera mayor tiempo de rimado
Imagen				

Figura 10. Proyección trimestral de Longitud máxima abierta (LMA) en Babicanora Main de rebajes a minarse por SLS

Resultados y discusión

Obteniendo el resultado del dimensionamiento con MGE para cada rebaje SLS, de acuerdo con su geometría (Radio hidráulico – RH) y condiciones geomecánicas (Numero de estabilidad – N'), se realiza la explotación del banco de mineral aplicando controles en la perforación y voladura. Para esto se fue mejorando, de forma práctica, en la ejecución del Slot (cuña), revisando el levantamiento topográfico para contralar la desviación de barrenos, e implementando iniciadores electrónicos y explosivos que generen menor daño a la roca (ver Tabla1).

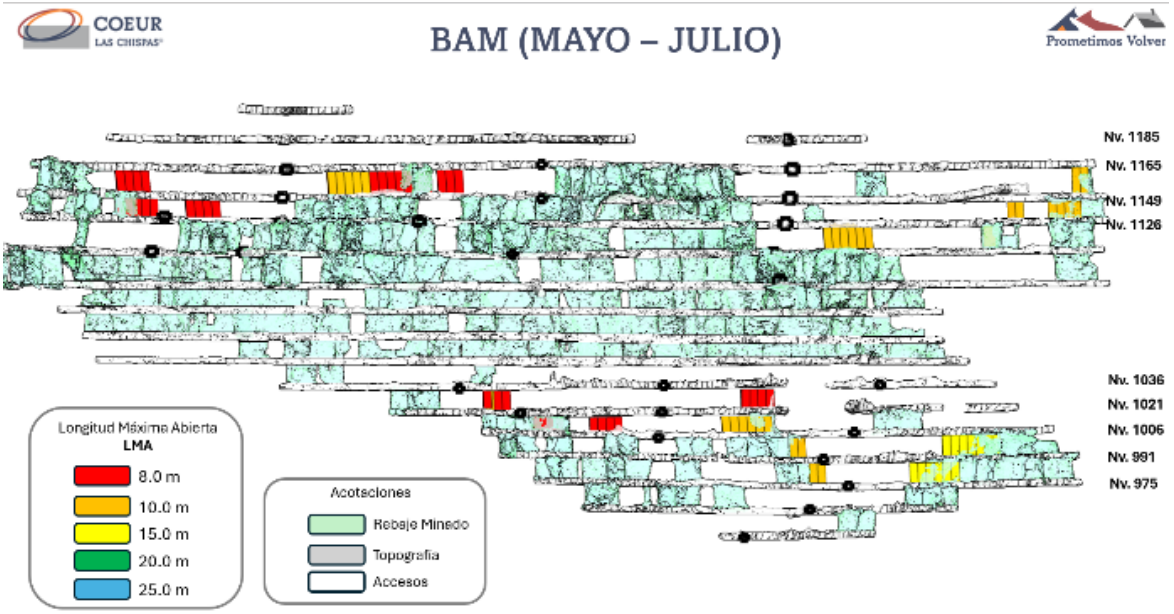


Figura 11. Evolución del diseño de perforación y voladura para la generación del SLOT en los rebajes SLS en tipo de roca IV (roca Mala)

Para medir la eficiencia de los controles establecidos y evaluar los resultados obtenidos en la explotación de los rebajes en SLS, se realiza la reconciliación de lo planeado versus a lo ejecutado. Estos resultados son presentados y analizados en una reunión con la participación de Operaciones Mina, Planeamiento, Geomecánica, Geología y los contratistas mineros ejecutores.

Se toma en cuenta el escaneo de los rebajes, análisis geomecánico, leyes y recuperación de mineral, % de Dilución y % de Ore Loss. Exponiendo los problemas operativos y los controles realizados para dar solución a los mismos (ver Figura 11).

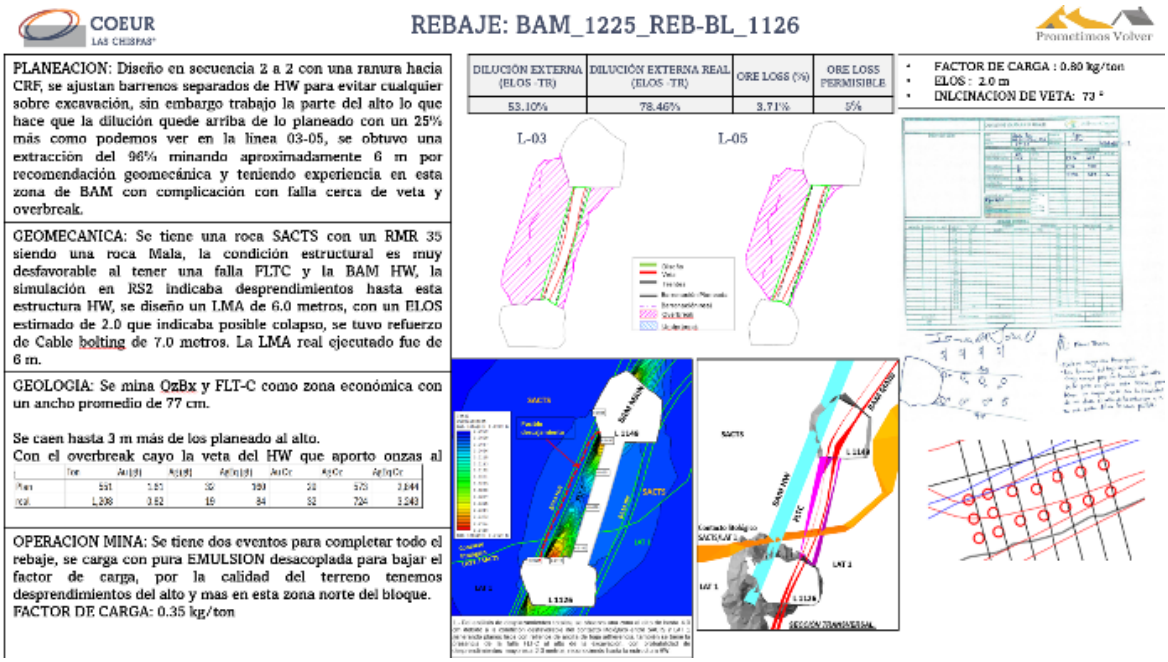


Figura 12. Reconciliación de rebaje minado en SLS actual (año 2025).

Conclusiones

- Las condiciones estructurales generadas al alto de los blocks a minar en BAM, tiene que ser consideradas para la corrección del ELOS teórico.
- Un SLOT eficiente, garantiza un menor control del minado completo del banco a explotar.
- El control de perforación y la utilización de explosivos adecuados, mejora el control de la dilución en los rebajes minados en calidad de roca IV (roca mala).
- Es posible reducir la dilución en los rebajes de mala calidad de roca (tipo IV) con el control del LMA, reduciendo el radio hidráulico.

Referencias Bibliográficas

Ausenco Engineering Canada ULC, 2024, Las Chispas Operation, Technical Report Summary.

Yves Potvin, 2014, Short Course on The Stability Graph for Open Stope Design – How to use the Method correctly.

Controles de estabilidad en obras con estallamiento de roca

JL. Flores[1],

[1]Especialista mecánica de rocas e Inyecciones – Peñoles Tecnología
XXXVI Convención Internacional de Minería 2025
Acapulco México – Noviembre 19-22
Jose-Luis_Flores@penoles.com.mx

RESUMEN

El presente artículo muestra los análisis, diseños y criterios en el control de estabilidad de los macizos que están en condiciones de liberación de energía y estallamiento de roca. Una mina que se encuentra a profundidades mayores a los 1,000 metros es más propensa a una liberación de energía y a un estallamiento de roca, la primera de ellas es cuando se presenta un microsismo sin eyección de roca, el segundo es cuando además de microsismo se efectúa una eyección de roca que puede poner en riesgo al personal, equipos y la continuidad de operaciones seguras.

Algunos de los factores principales para que se presente un estallamiento de roca son la profundidad a la que se encuentra la obra, el tipo de roca, la calidad del macizo rocoso, rigidez del material y la influencia de obras cercanas.

El uso de las estaciones microsismicas es una de las mejores formas de conocer la magnitud de los eventos e identificar la condición del terreno con la finalidad de evacuar al personal y realizar el paro inmediato del lugar.

Al ser detectado el fenómeno de estallamiento de roca se deben definir los materiales de fortificación que se tienen que aplicar como es el uso de anclaje dinámico el cual consta de anclas especiales, malla y equipo especial.

Una de las técnicas para la mitigación de la energía que genera el estallamiento de roca es el uso de barrenos de liberación de energía los cuales constan de la aplicación de cargas explosivas al fondo del barreno, las cuales son detonadas para crear un fracturamiento que sirve de apoyo para la mitigación de la energía y reducir el grado de que la roca sea eyectada hacia el lugar donde se encuentra el personal y los equipos.

ABSTRACT

This article presents the analyses, designs, and criteria for stability control of rock masses exposed to energy release and rock burst.

A mine located at depths greater than 1,000 meters is more prone to energy release and rock burst. The first occurs when a microseism occurs without rock ejection. The second occurs when, in addition to a microseism, a rock ejection occurs, which can endanger personnel, equipment, and the continued safe operation.

Some of the main factors that can lead to rock burst are the depth of the mine, the type of rock, the quality of the rock mass, the rigidity of the material, and the influence of nearby construction sites.

The use of microseismic stations is one of the best ways to determine the magnitude of the events and identify the condition of the ground in order to evacuate personnel and immediately shut down the site. When a rockburst phenomenon is detected, the necessary reinforcement materials must be defined, such as dynamic anchoring, which consists of special anchors, mesh, and special equipment.

One of the techniques for mitigating the energy generated by rockburst is the use of energy-release drill holes. These drill holes consist of applying explosive charges to the bottom of the hole. These charges are then detonated to create a fracture that mitigates the energy and reduces the risk of rock ejection toward personnel and equipment.

INTRODUCCIÓN

Grupo Peñoles es una empresa mexicana que se caracteriza por mantener la calidad de sus procesos en función de la seguridad y medio ambiente, además fomenta entre sus empleados y la sociedad en general “ser una empresa socialmente responsable, respetuosa de la naturaleza y promotora del autodesarrollo”.

En los últimos años, minas Peñoles ha trabajado en el análisis de estallamiento de roca implementando sistemas de fortificación adecuados a las condiciones de los macizos rocosos y a su comportamiento, ya que a medida que pasa el tiempo, las minas cada día son más profundas y tienen cambios en su redistribución de esfuerzos lo cual provoca la posibilidad de una inestabilidad. Actualmente México no tiene minas muy profundas a diferencia de países como Canada, Australia, EEUU, Perú y Sudáfrica. El promedio de la profundidad de las minas en México es de 750 m. mas sin embargo en los próximos años serán mas profundas y posiblemente se encuentren en rocas rígidas lo cual es un elemento importante para que se presente el fenómeno del estallamiento de roca.

Regularmente en el pasado las obras eran diseñadas para cumplir con especificaciones de las dimensiones de los equipos e infraestructura de mina y difícilmente se analizaba la condición de los macizos rocosos y los esfuerzos en los que se iban a desarrollar, actualmente el uso más adecuado de la información obtenida de las campañas de barrenacion de diamante, apertura de nuevas áreas y la aplicación de la tecnología permiten evaluar de una manera más adecuada el comportamiento de las obras antes, durante y después de que éstas han sido expuestas.

Un área importante en el análisis y diseño de una obra minera es la evaluación del macizo rocoso y los agentes internos y externos que influyen en su comportamiento, para ésto las áreas de geología, mecánica de rocas, planeación y mina juegan un papel importante para determinar el grado de impacto que éstas obras tendrán en la operación de la mina.

ANTECEDENTES

En los últimos años, minas Peñoles se ha apegado a los controles de riesgos que establece la NOM 023 - STPS 2012 en cuestión de seguridad, y establece que todas las obras subterráneas deben contar con todas las medidas de control para la prevención de riesgos al personal, equipos y la continuidad de las operaciones.

A mediados del siglo pasado las minas eran muy poco profundas y sus producciones eran en un rango no mayor a las 1000 toneladas diarias lo cual significaba que las dimensiones de la obra eran demasiado pequeñas y esto las hacia auto soportables y sin necesidad de sistemas soporte y reforzamiento como los que actualmente se utilizan a nivel mundial.

Las obras mineras como ya se mencionó, al ser reducidas y poco profundas se tenía una limitación en recabar datos geológicos y estructurales para el análisis y diseño de las obras, además de ésto en el pasado no se contaba con tecnología como la que actualmente se tiene en este campo.

Minas Peñoles actualmente está operando 5 minas subterráneas las cuales a medida que crecen requieren de una mayor calidad de obra por los procesos de prevención de riesgos y operación y para esto es necesario la aplicación de criterios básicos en el análisis, diseño y control de una obra subterránea acorde a los sistemas de minado, profundidad, esfuerzos, soporte y reforzamiento.

MONITOREO MICROSISMICO

La información de los eventos registrados en las diferentes áreas de la mina ayuda a determina en que zonas de la mina se presentan los eventos y en que magnitud local se presentan, esto es de gran ayuda para la prevención de las operaciones mineras seguras (Figura 1.)

Unidad Microsísmica Sabinas

Actualmente se cuenta con de 25 geófonos activos (7 geófonos Triaxiales y 18 geófonos Uniaxiales) para el monitoreo de Mina 24/7 los 365 días del año, así como también se cuenta con el apoyo y asesoría del personal de IMS.

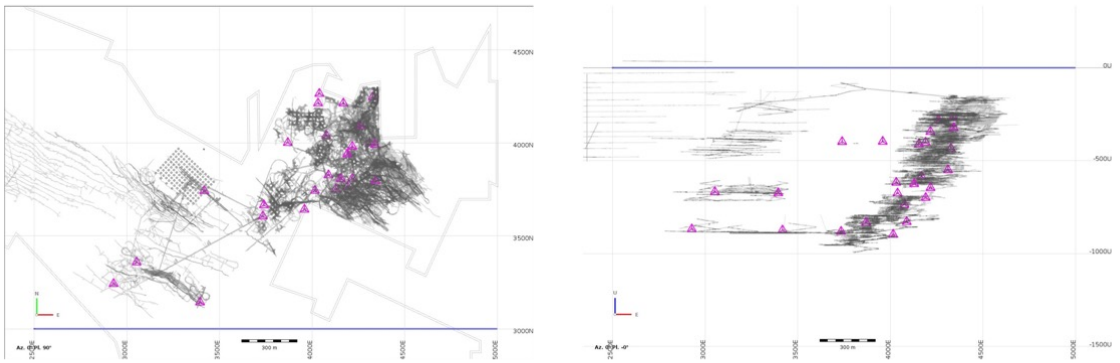


Figura 1. Planta y sección con ubicación de geófonos en diferentes áreas de la mina.

DISTRIBUCIÓN DE ESFUERZOS IN SITU E INDUCIDOS

La simulación de esfuerzos es una buena herramienta para conocer el comportamiento de los esfuerzos presentes durante las etapas de minado, una de las mejores técnicas es la aplicación de análisis numéricos en los que se aplican las propiedades mecánicas de los macizos rocosos como lo son la resistencia a la compresión simple, cohesión, ángulo de fricción, propiedades elásticas y plásticas.

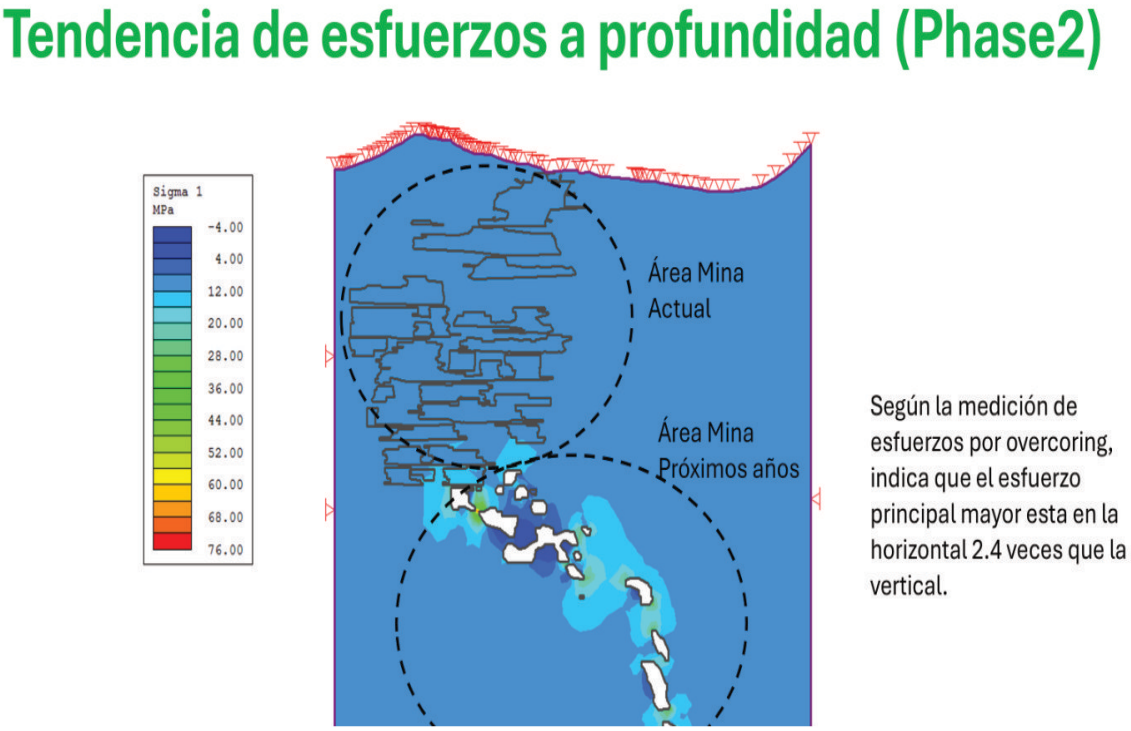


Figura 2. Simulación de esfuerzos in situ e inducidos por efectos de la explotación de la mina.

FACTOR DE RESISTENCIA

Una de las partes importante en el análisis de los esfuerzos presentes es el factor de resistencia el cual se basa en el comportamiento de las propiedades mecánicas del macizo rocoso en que se encuentra la obra subterránea, éste factor debe se mayor a 1 ya que al no llegar a este dato la probabilidad de fallamiento esta presente y se podría generar un problema de inestabilidad que podría poner en riesgo las operaciones mineras.

Factores de resistencia a profundidad (Phase2)

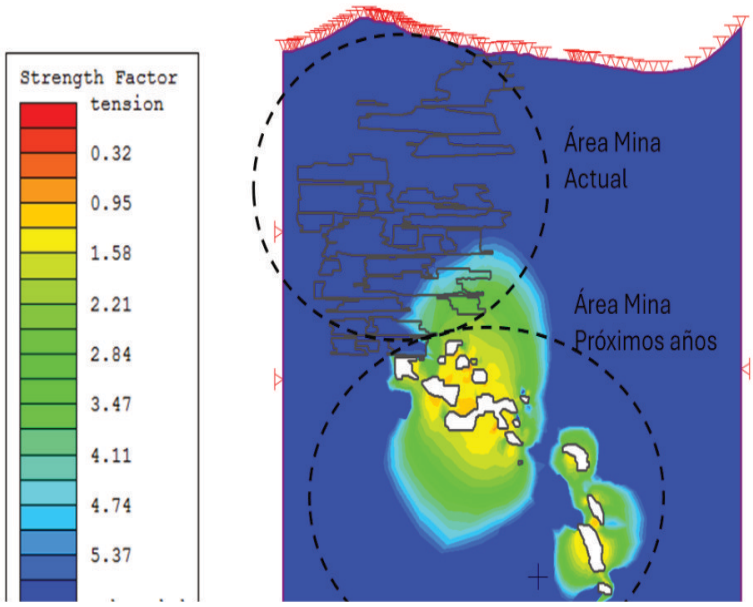


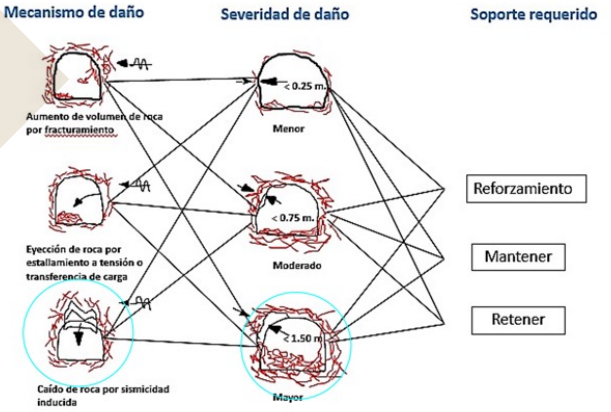
Figura 3. La geometría de las obras juega un papel importante en el comportamiento de los esfuerzos, por ello es importante su acabado durante la explotación.

Probabilidades de reducción del riesgo.

Se puede minimizar el efecto de esfuerzos bajo los siguientes parámetros:

- **Tamaño y forma de la obra.**
- **Secuencia de minado a corto mediano y largo plazo.**
- **Relleno oportuno de las áreas minadas.**
- **Cruce de estructuras y diques en ángulos favorables.**
- **Uso de datos sísmicos en la planeación de minado y diseño de mina.**
- **Soporte y reforzamiento dinámico.**
- **Desestress de energía, utilizando:**
  - **Barrenos y cargado de explosivo para la generación de fracturas en periferia de los**

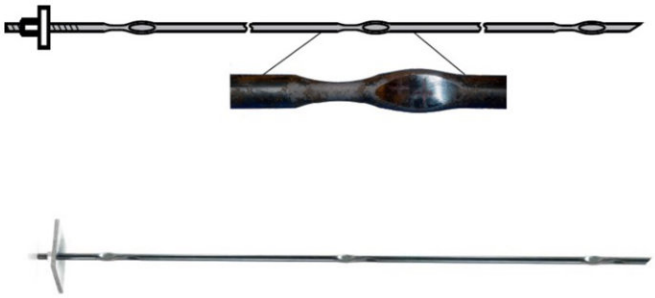
Evaluación obras Minera Sabinas.



Las evidencias físicas en las obras visitadas, arrojan que el mecanismo de daño es **por sismicidad inducida**, con severidad de **daño mayor**, por ende es necesario Reforzar, mantener y retener el comportamiento del macizo rocoso.

ANCLAJE DINAMICO

D-Bolt

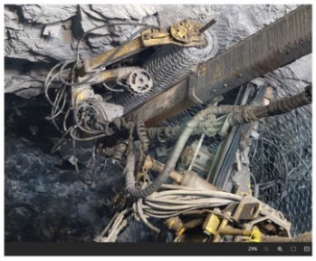


Proporciona disipación de energía al sistema de soporte a través de la elongación de la barra entre anclas, están pensados para formar parte de un sistema global de soporte.

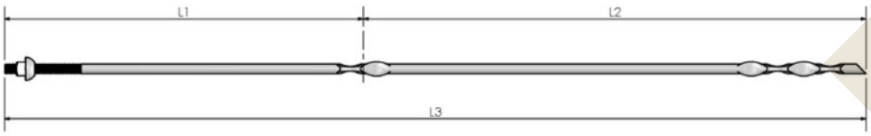
Malla Dinámica

Esta malla está diseñada para el control de estabilidad de obras que se encuentran bajo condiciones de altos esfuerzos, su aplicación es muy sencilla y además permite que con brazo enmallador se puede colocar de manera inmediata sin exponer al personal en riesgo durante su aplicación.

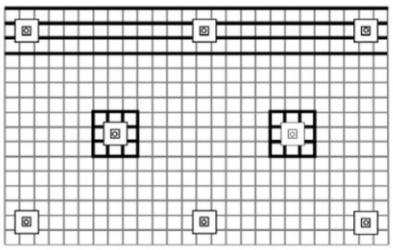
Actualmente en la Mina Capela se cuenta con un aditamento para este tipo de malla y en México se tiene al personal certificado para su capacitación a los operarios de las minas Peñoles.



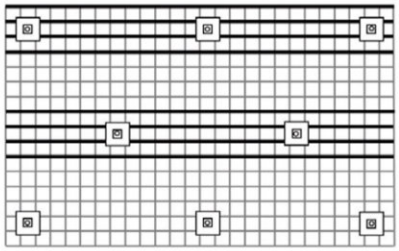
Anclaje dinámico



Ancla tipo versa, utilizada para la absorción de energía en obras sometidas a esfuerzos.

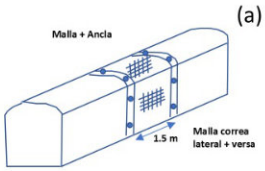


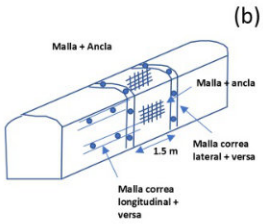
Opción 1

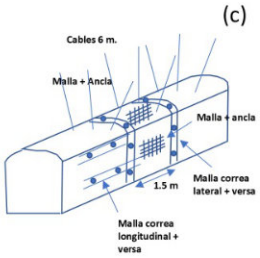


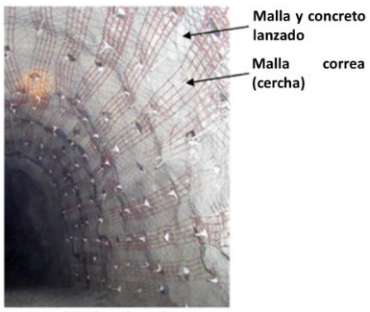
Opción 2

Secuencia Anclaje dinámico, malla, cercha





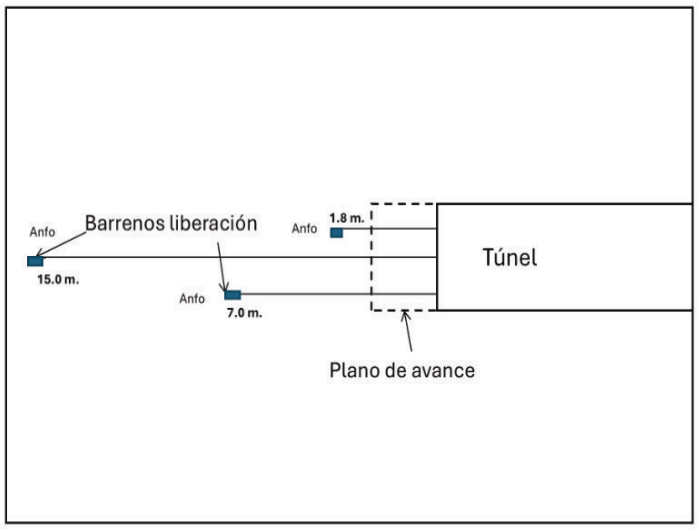


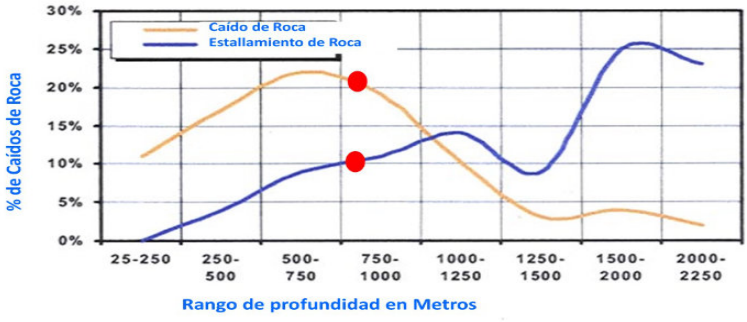


Acabado de obra

DESESTRES

Una de las mejores tecnicas para la disipacion de la energia son los barrenos de liberacion de la energia los cuales se pueden dar al tope de la obra, éstos se pueden dar de diferentes longitudes y diametro dependiendo del analisis del tipo de roca, regularmente las longitudes que se muestran en la figura son un estandar en base a la capacidad del equipo.





Tipo de fallamiento de la roca versus la profundidad del minado

COMENTARIOS FINALES.

El análisis de los esfuerzos y su comportamiento en una obra subterránea requiere mucho del conocimiento de las propiedades mecánicas de los diferentes macizos rocosos en los cuales se desarrollara la obra, implica también del conocimiento de campo, la experiencia de operación y el uso de la tecnología con la que se cuenta en la unidad.

La aplicación de los conocimientos operativos reducirá en gran medida el riesgo de que las obras fallen y con esto reducir la exposición al riesgo al personal, los equipos y la continuidad de las operaciones.

RECONOCIMIENTOS

El autor desea expresar su agradecimiento a los Directivos de Industrias Peñoles, S.A. de C.V. por permitir presentar este trabajo. También reconocen y admiran la colaboración plena del personal de las minas involucrados para llevar a cabo estos análisis.

REFERENCIAS

Apuntes varios geomecánica. (2005-2015). México: Peñoles

Bieniawski. (1989). Engineering Rock Mechanics Classifications. Canada: John Wiley & Sons.

Rocscience. (2008). "phase 2, software". Canada.

Rocsience. (2008). "Dips & unwedge, software". Canada.

Nava, Rodolfo. (2002). Diplomado Mecánica de rocas y explosivos, Universidad de Guanajuato.

Modelo Numérico Tridimensional para Evaluar la Estabilidad Debido a la Ocurrencia de Eventos de Subsidencia en una Mina Subterránea

F. Fernández, F. Lagos, G. Sotomayor

FF GeoMechanics Ingeniería Ltda, Valparaíso, Chile
fernando.fernandez@ffgeomechanics.com

ABSTRACT

Subsidence generated by uncontrolled underground stope mining (SLS) corresponds to a critical condition that may cause environmental and community problems due to the topographic effects on surface in addition to generating a damage area that may increase dilution and potential loss of reserves. The main objective of this paper responds to evaluating the damage related to a series of geotechnical instabilities that have resulted on connection between underground excavations and surface by three-dimensional (3D) numerical modeling analysis. Hence the subsidence effects on surface in addition to the evaluation of potential stress changes on critical underground infrastructure (Main Access Ramp) have been assessed.

The analysis includes scenarios that consider the geometry of the stopes and the "subsidence craters" generated by three events that have occurred in 2016, 2017, and 2023. Major geological faults present in the area are also incorporated into the model in order to represent the mechanical behavior of the rock mass.

The numerical modeling developed by using RS3, Rocscience software. This finite element-based tool enables detailed assessment of stress distribution and ground deformation around excavations, with the aim of improving both operational safety and decision-making for underground design purposes.

RESUMEN

Los fenómenos de subsidencia asociados al minado de rebajes subterráneos a través del método "SLS" (de perforaciones largas) constituyen condiciones críticas que pueden causar problemas ambientales e impactos en las comunidades vecinas, debido a las consecuencias de este tipo de eventos en superficie. Adicionalmente, pueden generar áreas o halos de daño en su entorno, las cuales podrían incrementar la dilución del mineral, y en casos extremos, ocasionar la pérdida de reservas. En este sentido, el objetivo principal de esta publicación responde a la evaluación de los daños relacionados con una serie de inestabilidades geotécnicas que indujeron conexiones entre las excavaciones subterráneas y la superficie. Los análisis se realizan a través de un software de modelación tridimensional, a objeto de representar los efectos de la subsidencia, junto con la evaluación de los potenciales cambios tensionales en infraestructura crítica, que, en este caso en particular, corresponde a la Rampa de Acceso Principal de la mina subterránea.

El estudio considera diversos escenarios de análisis que incorporan la geometría de las cámaras de explotación, así como las cavidades generadas por tres eventos de subsidencia ocurridos en los años 2016, 2017 y 2023. Asimismo, se incluye en el modelo la presencia de fallas geológicas mayores, a objeto de representar los mecanismos de inestabilidad en el macizo rocoso.

La modelación numérica se desarrolló a través del programa RS3 de elementos finitos, de la empresa Rocscience. Esta herramienta permite una evaluación detallada del estado de esfuerzos y desplazamientos en el entorno de las excavaciones, contribuyendo a las mejoras de las condiciones de seguridad operacional y la toma de decisiones en materia de diseño subterráneo. Es importante destacar que el presente documento se sustenta en un Informe técnico (interno), desarrollado por FF GeoMechanics, el año 2023.

INTRODUCCIÓN

Uno de los aspectos críticos en minería subterránea de taladros largos (tipo SLS), responde al control de subsidencia, por lo que se deben mantener condiciones

estables, garantizadas desde la etapa de diseño, posterior etapa de extracción/producción, y finalmente, en la etapa de cierre de la operación minera. Lo anterior, para evitar la ocurrencia de inestabilidades mayores, como aquellas asociadas a fenómenos de subsidencia, los cuales generan impactos negativos, como el relacionado al caso particular de la mina subterránea analizada en este documento, la cual se sitúa en Chile, a unos 350 km al norte de la ciudad de Santiago.

METODOLOGÍA

Los análisis de estabilidad se realizan considerando las cavidades generadas por tres eventos de subsidencia, junto con las cámaras o rebajes de explotación y la Rampa Principal de Acceso a la Mina, tal como se muestra en la Figura 1.

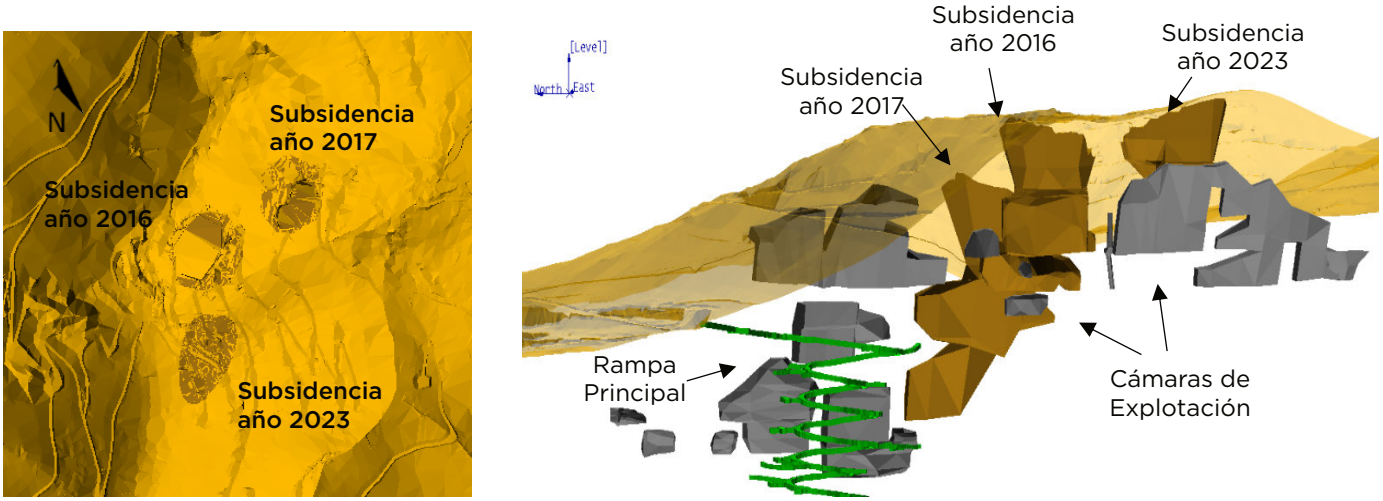


Figura 1. Vista isométrica de la ubicación de cavidades generadas por los tres eventos de subsidencia, Cámaras de explotación y Rampa Principal de Acceso.

La metodología de análisis se sustenta en el desarrollo de una modelación numérica, considerando las etapas mostradas en la Figura 2.

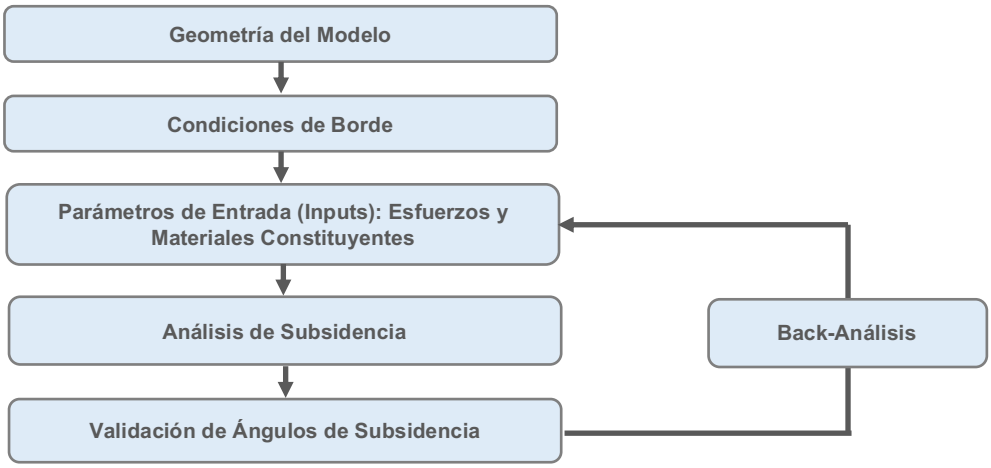


Figura 2. Flujograma de análisis mediante modelamiento numérico a través del software de elementos finitos RS3 V2 (www.rocscience.com).

Geometría y Condiciones de Borde del Modelo

El análisis desarrollado considera un volumen o "box" que posee las siguientes dimensiones: 980 m de largo, 480 m de ancho y 400 m de altura, de acuerdo a lo mostrado en la Figura 3 (A), y en el cual se ha incorporado la topografía real con los eventos de subsidencia, junto con la inclusión explícita de las estructuras mayores (fallas y diques). Respecto al enmallado, se generan entramados triangulares (de aproximadamente 2.0 millones de elementos), de tal forma que se obtiene la geometría mostrada en la Figura 3 (B).

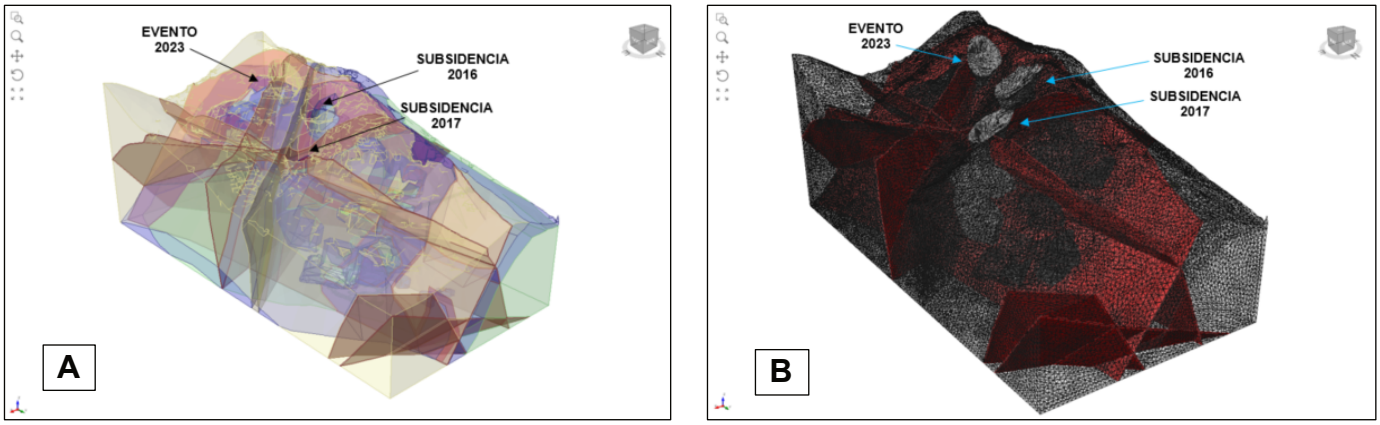


Figura 3. (A) Vista isométrica del modelo general en 3D, (B) enmallado del "box".

Las condiciones de borde del modelo corresponden a apoyos fijos en la base del mismo, y apoyos deslizantes (o "rollers"), en los bordes laterales del "box". La representación isométrica, en la cual se destacan las estructuras mayores, cráteres de subsidencia y cámaras del modelo, se muestra en la Figura 4.

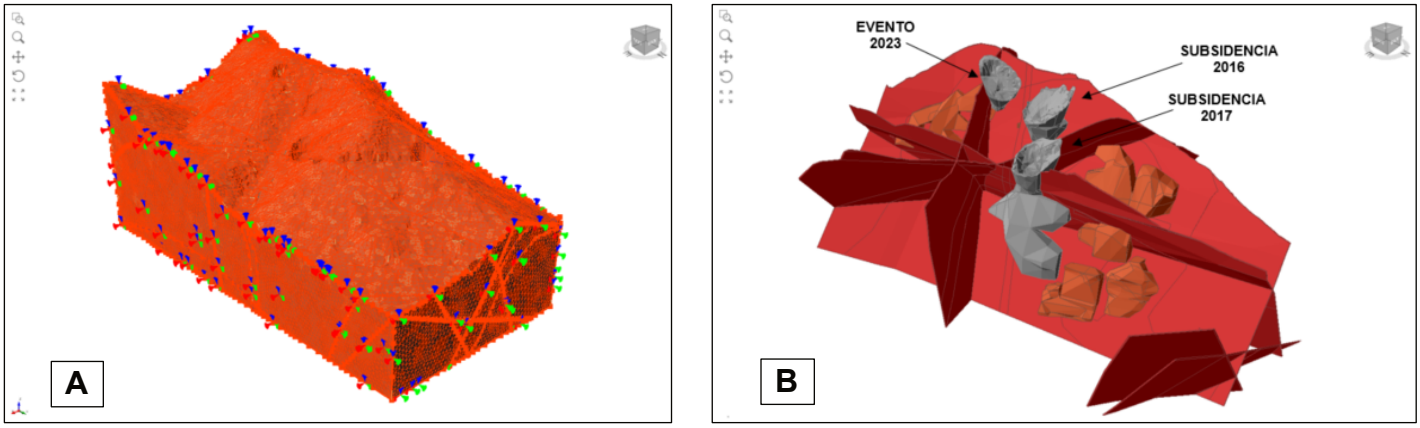
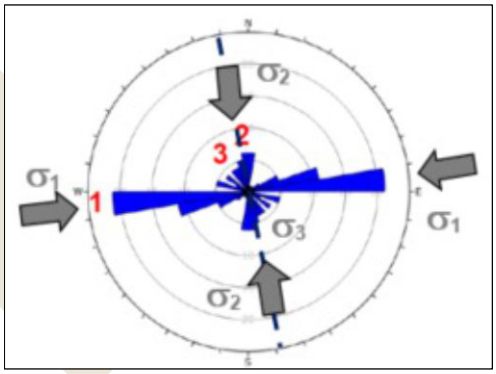


Figura 4. Condiciones de borde con los tipos de apoyo y vista isométrica con las Fallas, cráteres de Subsidencia y cámaras consideradas en el modelo.

Ambiente de Esfuerzos "In-Situ"

Los esfuerzos "In-Situ" en el sector de emplazamiento, se encuentran caracterizados por una alta anisotropía, la cual queda determinada por una mayor componente del esfuerzo horizontal, respecto al vertical, debido a la condición de convergencia (oeste-este) de las placas tectónicas. La orientación de los esfuerzos respecto a las estructuras presentes en el distrito minero, se muestra en la Figura 5.



SISTEMA	DIP (°)	DIPDIR (°)
1	87	168
2	89	64
3	65	230

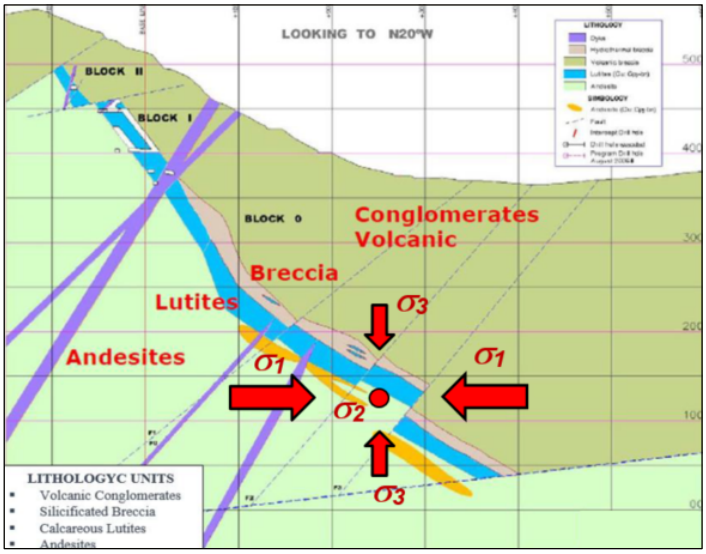


Figura 5. Representación de la dirección de los esfuerzos "In-Situ", respecto a las estructuras geológicas del distrito. Proyección de esfuerzos según roseta de sistemas estructurales (figura de la izquierda), y sección esquemática de la geología y estructuras del yacimiento, junto con la representación de los esfuerzos principales "In-Situ" (imagen de la derecha).

La magnitud y orientación de los esfuerzos "In-Situ" se resume en la Tabla 1.

Tabla 1. Magnitudes y orientaciones de esfuerzos "In Situ".

Esfuerzos Principales "In-Situ"	
Magnitud (MPa)	**Orientación**
$\sigma_1 = \sigma_{xx} = 1.6 \times \sigma_v$	Rumbo E-W
$\sigma_2 = \sigma_{yy} = 1.4 \times \sigma_v$	Rumbo N-S
$\sigma_3 = \sigma_{zz} = 1.0 \times \sigma_v$	Vertical

Propiedades Constitutivas del Modelo

Con propósitos de obtención de resultados confiables, se realizó la construcción de un modelo geotécnico tridimensional, el cual permitió definir distintas Unidades Geotécnicas (UGT), asociadas a las unidades litológicas presentes en la mina. Asimismo, se realizó una cantidad significativa de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas a objeto de poder contar con las propiedades de la "roca intacta". Este tipo de información se resume en la Tabla 2.

Tabla 2. Propiedades de "roca intacta" asociadas a cada una de las Unidades Geotécnicas (UGT), del modelo numérico.

Unidad Geotécnica	UGT-1	UGT-2	UGT-3	UGT-4	UGT-5
Litología	Andesita	Lutita Calcárea	Brecha Volcánica	Dique	Falla y Halo
GSI	55	60	65	52	30
Densidad (g/cm³)	2.75	2.74	2.63	2.79	2.40
σ_{c50} (MPa)	181*	145	159	149	40
ν	0.25	0.27	0.25	0.22	0.35
E_i (GPa)	64	68	51	52	28
mi	24	14	18	25	10
σ_{c50}: Resistencia a la Compresión			*v: Razón de Poisson*		
Ei: Modulo de Young			*mi: Parámetro criterio de Hoek & Brown*		

A partir de las propiedades de Roca Intacta, y considerando los valores de GSI (Hoek y Marinos, 2000), se realiza el escalamiento a Propiedades de Macizo Rocoso utilizando el criterio de Hoek & Brown (2002), mediante el uso de software RocData de Rocscience.

Las propiedades de Macizo Rocoso utilizadas en el Modelo Numérico, se entregan en las Tabla 3.

Tabla 3. Propiedades UGT-1 constitutivas del Modelamiento.

Propiedades de Macizo Rocoso (determinadas con software RocData)					
Parámetro	**UGT-1**	**UGT-2**	**UGT-3**	**UGT-4**	**UGT-5**
GSI	55	60	65	52	30
m_b	4.81	3.36	5.16	4.50	0.82
s	0.007	0.012	0.021	0.005	0.001
a	0.504	0.503	0.502	0.505	0.522
E_{rm}	26129 MPa	35360 MPa	32217 MPa	17981 MPa	2279 MPa
Simbología y definición de parámetros					
GSI	*Índice de Resistencia Geológica (Hoek). Dato de terreno.*				
m_b	*Parámetro de Hoek-Brown. Peak.*				
s	*Parámetro de Hoek-Brown. Peak.*				
a	*Parámetro de Hoek-Brown.*				
E_{rm}	*Módulo de elasticidad (Young).*				

Análisis de Subsidencia

Una vez finalizada la simulación numérica, el modelo permite realizar secciones en cualquier dirección, para la representación de esfuerzos, factores de seguridad, deformaciones, desplazamientos, etc. De esta forma, y con propósitos de interpretación, se realizaron siete (7) secciones orientadas en función de las cavidades subterráneas y subsidencias generadas en superficie. La ubicación de dichas secciones se análisis (S1 a S7), se representa en la Figura 6.

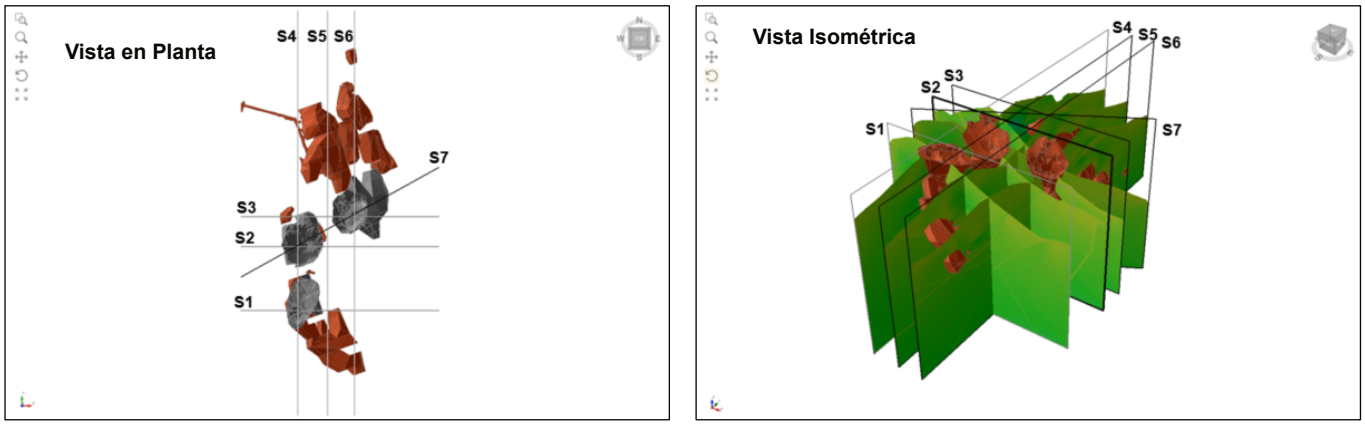


Figura 6. Vista en planta e isométrica con la ubicación de las Secciones de análisis.

A modo de ejemplo, se representan los resultados del modelo, asociados a las secciones S1 y S6, de acuerdo a lo mostrado en la Figura 7.

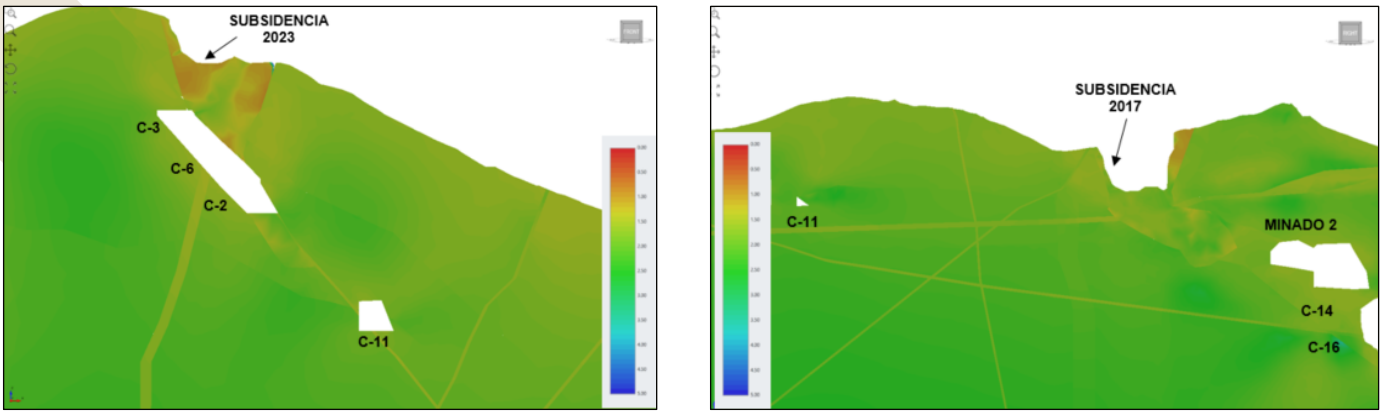


Figura 7. Representación de Strength Factor en las Secciones S1 (izquierda) y S6 (derecha).

Validación de Ángulos de Subsidencia

En aquellos casos en los cuales se produce el colapso masivo de labores subterráneas, con conexión a la superficie topográfica, se genera una gran depresión en la superficie del terreno, la cual se define como cráter de subsidencia, cuyo perímetro queda definido por la intersección de una serie de planos inclinados con respecto a la superficie del terreno.

Estos planos se originan en el borde de la Cámara, cavidad o labor hundida, y poseen una inclinación con respecto a la horizontal, definida por un ángulo α que se denomina Ángulo de Desplome, y otro que define la zona límite o de influencia del efecto de la subsidencia, definida por un ángulo β que se denomina Ángulo de Fracturamiento (donde $\alpha > \beta$).

Estos ángulos, son propios e inherentes a explotación de hundimiento de bloques (del tipo "block y panel caving"). Sin embargo, las razones principales que justifican la incorporación del concepto y antecedentes básicos de subsidencia, en este análisis, que corresponde a una explotación a través del método de cámaras o rebajes por realce ("Sub Level Stoping", SLS), son las siguientes:

- Para asegurar las condiciones de seguridad y estabilidad a la operación a través de la entrega de indicadores de alerta temprana respecto a generación de deformaciones y presiones en el macizo rocoso.
- Para definir una zona de exclusión en superficie, en la cual se deben mantener restricciones de acceso y monitoreos permanentes, debido a la presencia de las explotaciones subterráneas.

El esquema ilustrativo de los parámetros utilizados para describir la morfología de un cráter de subsidencia se representa en la Figura 8.

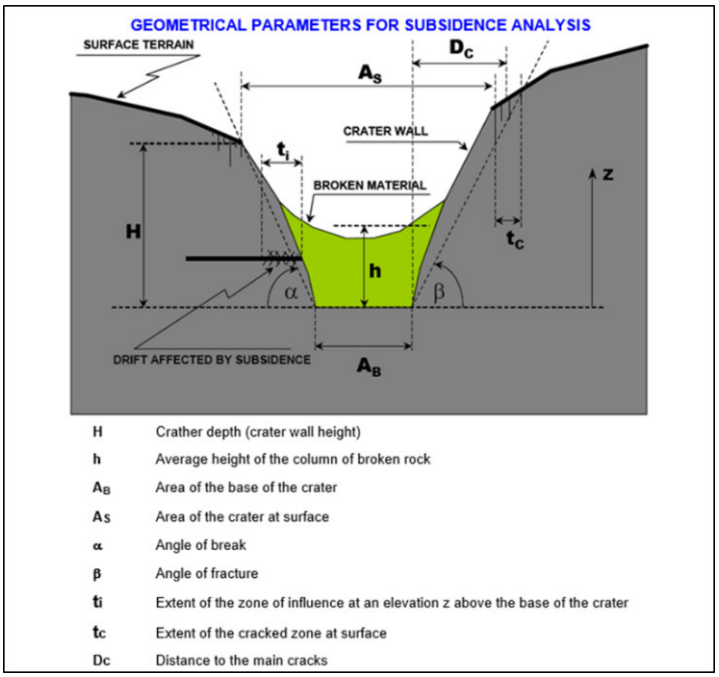


Figura 8. Parámetros geométricos utilizados en el análisis de subsidencia (fuente: modificado de Karzulovic, 1999).

Los conceptos entregados en la Figura 8, son aplicados para la estimación de la zona de subsidencia en la Mina analizada, a través de la consideración de perfiles de daño (en

función del Strength Factor), según las secciones características del modelamiento numérico. De forma esquemática, y utilizando los criterios, se realiza la proyección de los ángulos de subsidencia desde los bordes de las cámaras de explotación, hasta la superficie, considerando un halo de daño del macizo rocoso, asociado a un valor de Strength Factor < 1.3, tal como se muestra en el ejemplo mostrado en la Figura 9.

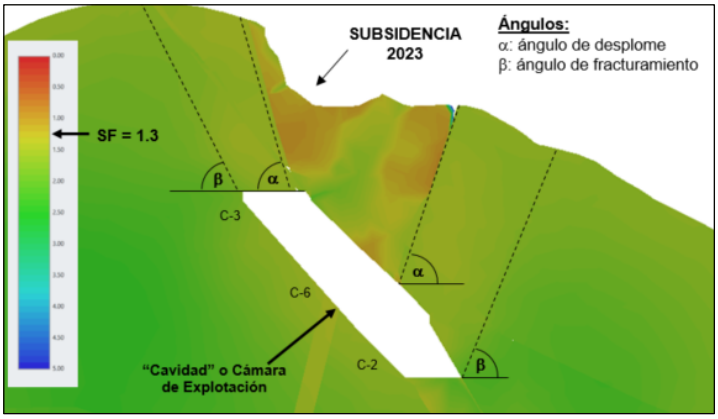


Figura 9. Ejemplo esquemático de estimación de ángulos de subsidencia.

Con propósitos de validación de los resultados obtenidos a través del modelo, se realizó un mapeo de los daños de campo asociados a la subsidencia, junto con la comparación entre los valores de factor de seguridad y las máximas deformaciones al corte, tal como se muestra en la Figura 10.

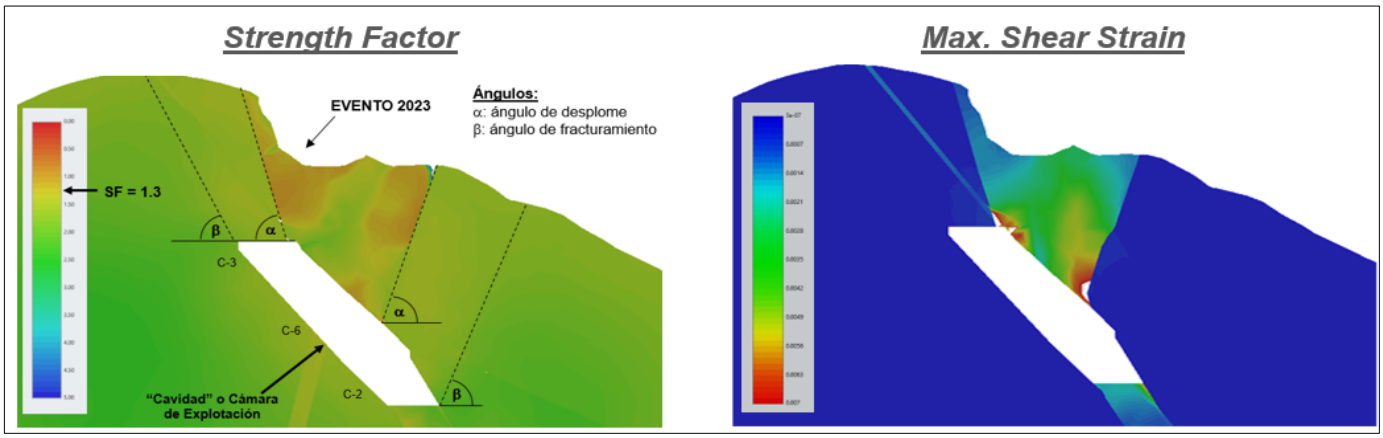
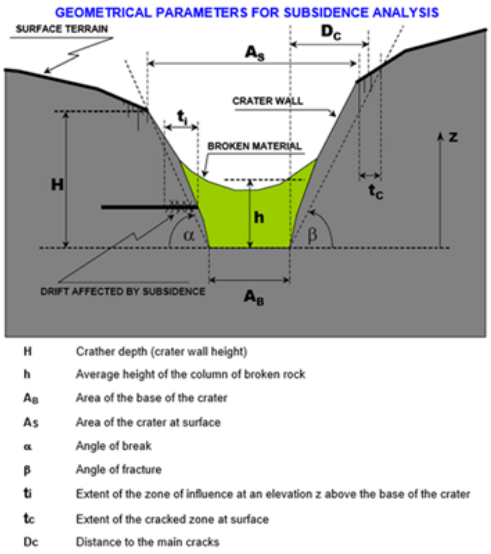


Figura 10. Ejemplo de comparación de resultados de análisis de subsidencia. A la izquierda se muestran los resultados de factor de seguridad ("Strength Factor"), mientras que la imagen de la derecha representa las máximas deformaciones al corte ("Max Shear Strain").

A partir de las modelaciones numéricas desarrolladas (Figura 10), es posible deducir que existe una excelente concordancia entre las zonas definidas por los menores factores de seguridad, y las máximas deformaciones al corte, en el macizo rocoso.

RESULTADOS

El proceso de análisis se repite para todas las secciones previamente definidas, de tal forma que se obtienen los ángulos de subsidencia que pueden ser proyectados a la superficie, y permiten definir la zona de restricción o exclusión de acceso. Estos ángulos se muestran en el esquema de la Figura 11.



Sección de Análisis	Pared Oeste (W)		Pared Este (W)	
	α	β	α	β
S1	78°	65°	78°	65°
S2	70°	60°	80°	60°
S3	70°	62°	80°	65°
Sección de Análisis	**Pared Sur (S)**		**Pared Norte (N)**	
	α	β	α	β
S4	78°	70°	80°	60°
S5	*No se visualizan los cráteres de subsidencia en esta sección.*			
S6	75°	55°	80°	62°
Sección de Análisis	**Pared Suroeste (SW)**		**Pared Noreste (NE)**	
	α	β	α	β
S7	74°	65°	75°	60°

Figura 11. Resultados obtenidos de modelación numérica, con estimación de los ángulos de subsidencia, donde α es el ángulo de quiebre o desplome, y β es el ángulo de fractura.

En forma complementaria respecto a las secciones de análisis de subsidencia, se realiza el análisis de la condición de estabilidad de la Rampa de Acceso Principal, en forma posterior a la ocurrencia del último evento de subsidencia (2023).

De esta forma, se realiza la representación del Factor de Seguridad (Strength Factor) en los contornos (techo y paredes) de la Rampa, considerando la interacción con cámaras existentes, estructuras mayores y las cavidades asociadas a los eventos de subsidencia, como se muestra en la Figura 12.

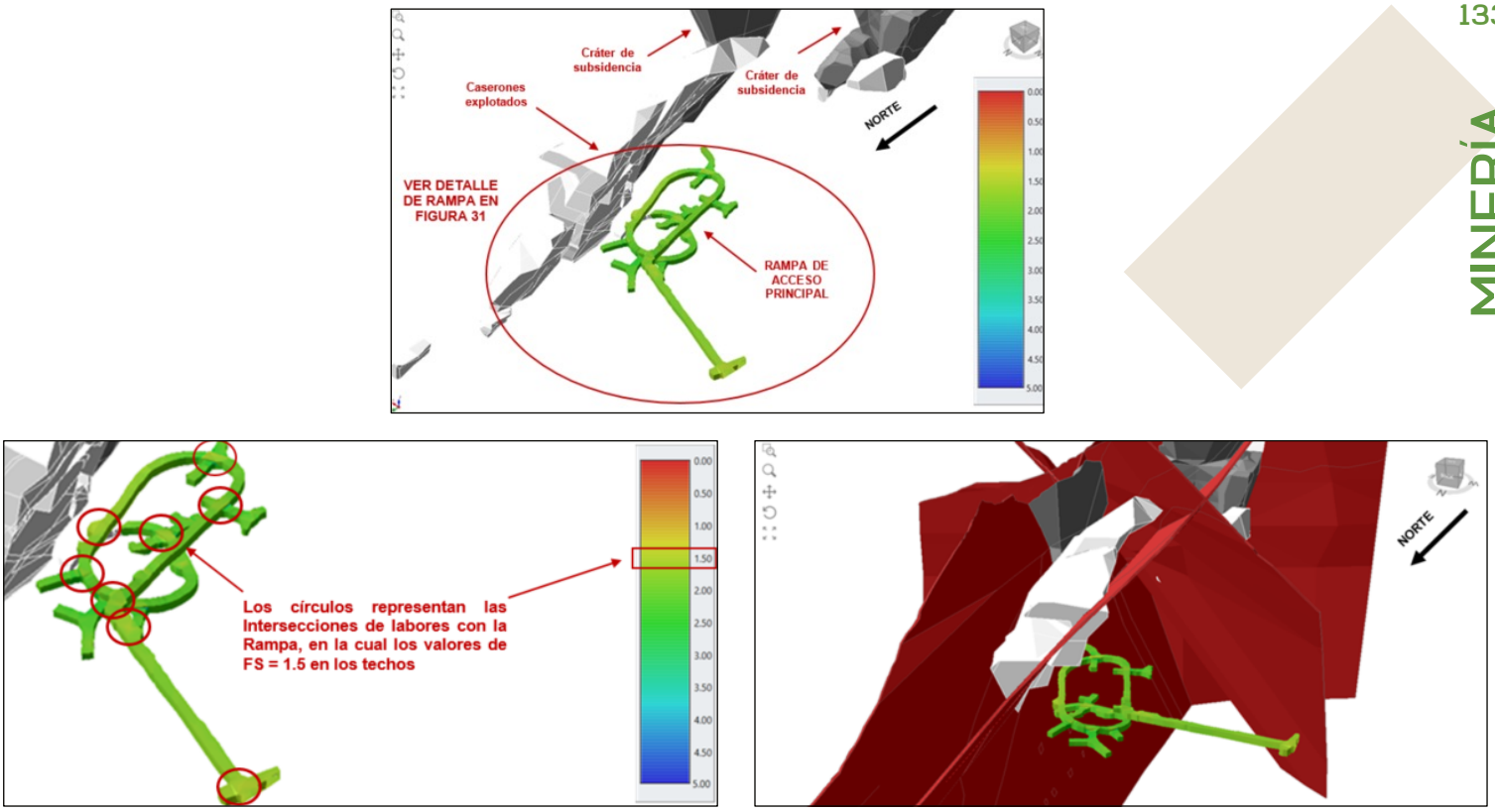


Figura 12. Representación de Rampa de Acceso Principal de la Mina respecto a la ubicación de las Cámaras ya explotados (en color gris claro), estructuras mayores (planos en color rojo) y cráteres de subsidencia (en color gris oscuro).

Los resultados del modelo numérico asociados a la Rampa, evidencian Factores de Seguridad con valores iguales o superiores a 1.5, lo que determina una buena condición de estabilidad, por lo que se descarta una influencia directa de la subsidencia.

CONCLUSIONES

Los análisis desarrollados a través de técnicas numéricas tridimensionales, descritos en esta publicación técnica, se han sustentado en la construcción de un modelo geotécnico-estructural generado a través de mapeos geotécnicos, ensayos de laboratorio de mecánica de rocas y registros de daños en interior y exterior mina, a objeto de obtener, de manera confiable, los ángulos de subsidencia que determinan las zonas de fractura del macizo rocoso, las cuales permiten definir las áreas de exclusión y/o restricción de acceso y emplazamiento de infraestructura subterránea y de superficie.

De igual forma, la modelación numérica permite analizar, en forma particular, la condición de estabilidad de una parte importante de la Rampa de Acceso Principal, a objeto de evaluar las posibles implicancias de los últimos eventos de subsidencia registrados, en dicha excavación.

REFERENCIAS CITADAS

FF GeoMechanics. (2023). Análisis a través de modelamiento numérico 3D para evaluar la condición de estabilidad debido a eventos de subsidencia (Informe interno FFGEO-BMR-015-2023).

Hoek, E. & Brown, E. T. (2002). Joint strength in rock masses. In The Hoek-Brown failure criterion: 2002 Edition (pp. 9-20).

Hoek, E., & Marinos. (2000). Predicting Tunnel Squeezing Problems in Weak Heterogeneous Rock Masses. Tunnels and Tunnelling International; 132 (11):45-51.

Karzulovic, A., Cavieres, P., & Pardo, C. (1999). Subsidencia por efecto del caving: Mina El Teniente. Estudio DT-IG-99-003. CODELCO – División El Teniente.

IMPORTANCIA EN LA ESTIMACIÓN DE MECANISMOS FUENTE PARA EL MONITOREO SÍSMICO EN MINERÍA SUBTERRÁNEA. Caso: Minera Juanicipio

Autores. Marlen Santa Cruz Guevara

Entidad de adscripción. Fresnillo PLC
Correo electrónico.
marlen_santacruz@fresnilloplc.com

Resumen.

El monitoreo sísmico en minería subterránea se ha consolidado como una herramienta esencial para la gestión del riesgo geotécnico, permitiendo evaluar el comportamiento del macizo rocoso frente a las actividades extractivas y detectar eventos sísmicos inducidos. Este estudio tiene como objetivo principal demostrar la aplicación de técnicas de estimación de mecanismos fuente en eventos microsísmicos registrados en la Minera Juanicipio, con el fin de caracterizar los modos de falla predominantes e inferir condiciones locales de esfuerzo. La integración de esta información con modelos geomecánicos permite delimitar zonas potenciales de inestabilidad y fortalecer las estrategias de prevención y seguridad en la operación. La metodología empleada es de tipo aplicada y explicativa, con un enfoque cuantitativo basado en el análisis de datos obtenidos mediante una red de monitoreo sísmico compuesta por tres geófonos uniaxiales y tres triaxiales, distribuidos estratégicamente.

Los datos utilizados consisten en un registro continuo de eventos microsísmicos entre abril de 2024 y mayo de 2025, recopilando un total de 424 eventos, de los cuales 31 fueron analizados para la estimación de su mecanismo de fuente. El sistema sísmico de Minera Juanicipio cumple con los requisitos técnicos para una estimación confiable, como buena cobertura, calidad de señal y adecuada instalación, clave para poder realizar la estimación de mecanismos de fuente.

Los resultados muestran que la mayoría de los mecanismos fuente identificados corresponden a eventos de tipo “aplastamiento” o de “implosión”, se expone el caso del Nivel 1619, donde se tienen identificados cinco eventos con mecanismo de falla, así como evidencias en campo de sus efectos, se describe la metodología de momento escalar para determinar el fracturamiento dinámico por esfuerzos en el contorno de las obras según la metodología de Malovichko y Rigby (2022). También utilizando la metodología de Moss y Kaiser (2021) para el diseño y plan de mantenimiento a la fortificación ya instalada agregando capacidad de carga a la fortificación instalada.

Abstact

Seismic monitoring in subway mining has become an essential tool for geotechnical risk management, allowing to evaluate the behavior of the rock mass in the face of extractive activities and to detect induced seismic events. The main objective of this study is to demonstrate the application of source mechanism estimation techniques in microseismic events recorded at Minera Juanicipio, in order to characterize the predominant failure modes and infer local stress conditions. The integration of this information with geomechanical models allows delimiting potential instability zones and strengthening prevention and safety strategies in the operation. The methodology used is applied and explanatory, with a quantitative approach based on the analysis of data obtained from a seismic monitoring network composed of three uniaxial and three triaxial geophones.

The network allowed the continuous recording of microseismic events between April 2024 and May 2025, collecting a total of 424 events, of which 31 were analyzed for the estimation of their source mechanisms. Minera Juanicipio's seismic system meets the technical requirements for a reliable estimation, such as good coverage, signal quality and adequate installation, key to be able to perform the estimation of source mechanisms.

The results show that most of the source mechanisms identified correspond to “crushing” or “implosion” type events, the case of Level 1619 is proposed, where five events with failure mechanism have been identified, as well as field evidence of their effects, the scalar moment methodology is

described to determine the dynamic fracturing by stresses in the contour of the works according to the methodology of Malovichko and Rigby (2022). Also using the methodology of Moss and Kaiser (2021) for the design and maintenance plan of the fortification already installed, adding load capacity to the installed fortification.

Introducción.

El monitoreo sísmico en minería subterránea es una herramienta clave para la gestión del riesgo geotécnico, ya que permite evaluar el comportamiento del macizo rocoso frente a las actividades extractivas y detectar eventos sísmicos inducidos. Este trabajo tiene como objetivo principal demostrar la aplicación de técnicas de estimación de mecanismos fuente en eventos microsísmicos registrados en Minera Juanicipio, unidad operada por Fresnillo PLC.

La caracterización de estos mecanismos permite identificar los modos de falla predominantes, inferir las condiciones de esfuerzo locales y establecer correlaciones con estructuras geológicas activas o zonas de debilidad. La integración de esta información con modelos geomecánicos busca delimitar zonas potenciales de inestabilidad y contribuir al desarrollo de estrategias operacionales orientadas a la prevención de incidentes y a la optimización de la seguridad minera. Esto, con un diseño de fortificación de reforzamiento adecuado a las necesidades de cada sitio. Además, se propone la construcción de una base de datos georreferenciada y estructurada de eventos microsísmicos, que permita el análisis espaciotemporal de la sismicidad inducida en la operación. Esta base de datos será la base para el diseño de protocolos de alerta temprana, acciones preventivas y planes de respuesta, basados en criterios cuantitativos derivados del análisis sísmico.

Metodología.

La presente investigación es de tipo aplicada y explicativa, con un enfoque cuantitativo, ya que se basa en el procesamiento y análisis de datos microsísmicos generados durante la operación minera subterránea. El objetivo es estimar mecanismos fuente de eventos sísmicos inducidos para contribuir a la gestión del riesgo geotécnico en la Minera Juanicipio, operada por Fresnillo PLC.

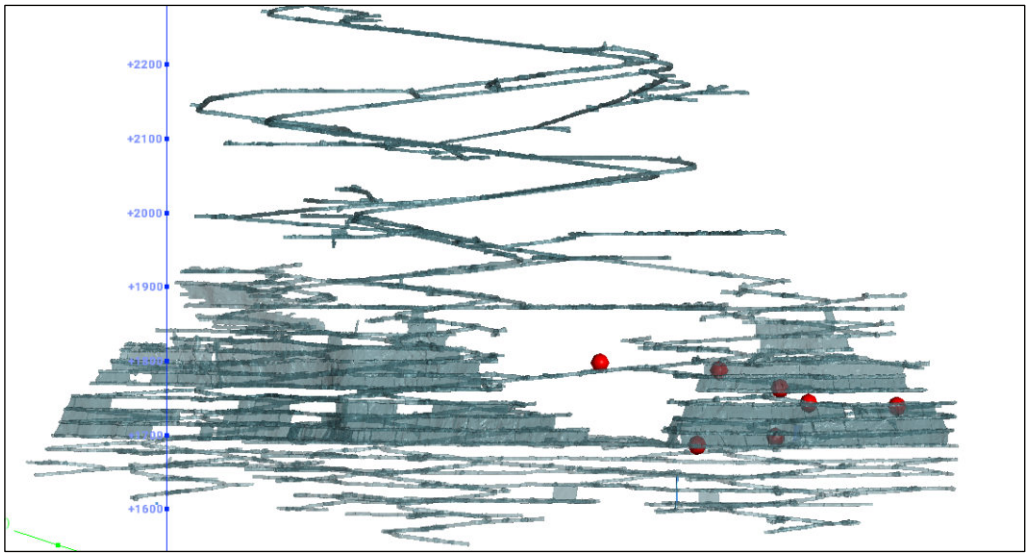


Figura. 1 Ubicación espacial de los geófonos en minera Juanicipio, representados por círculos de color rojo.

Los datos sísmicos fueron obtenidos mediante una red de monitoreo sísmico instalado estratégicamente en interior mina que consta de tres geófonos uniaxiales y tres geófonos triaxiales. La red monitorea en tiempo real lo que permite el registro continuo de eventos microsísimicos, se consideraron todos los eventos registrados desde abril del 2024 a mayo 2025. En la figura 1 se observa la distribución espacial de los sensores en círculos de color rojo.

Alcances del sistema sísmico

Se considera que los sensores tienen un rango de magnitud mínima detectable, en la figura A, se observa que se tiene una buena localización, se tiene una buena cobertura en sensitividad y error mínimo de localización como se observa en la figura 2, sin embargo se contempla un plan de expansión que cubra con mayor amplitud (figura B).

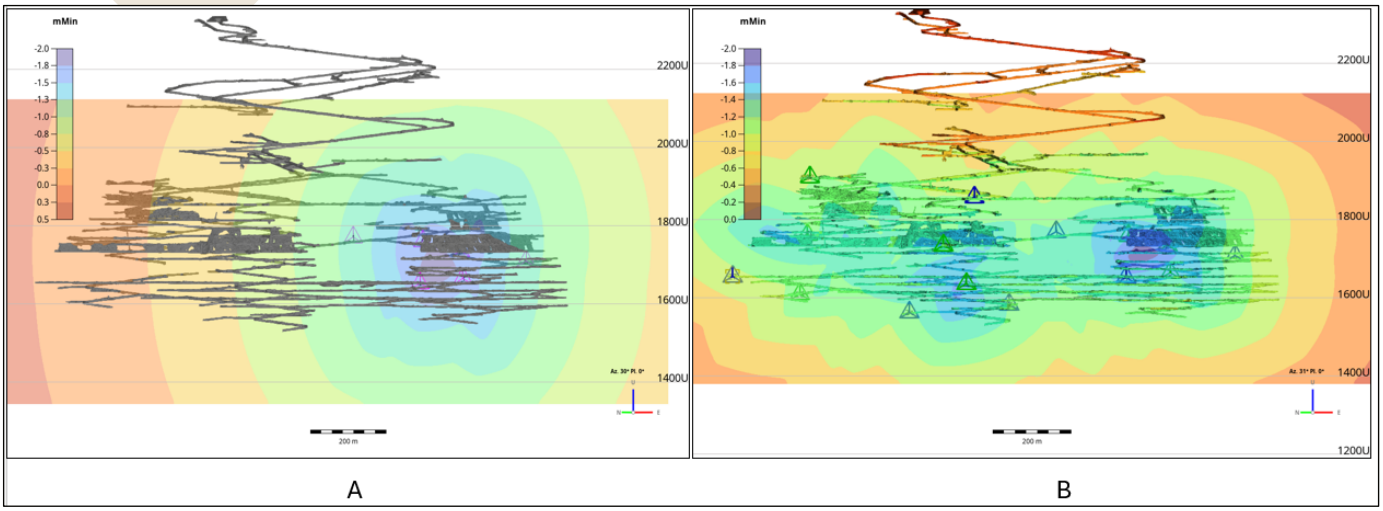


Figura. 2 Magnitud mínima detectable, en la figura A se tiene la distribución actual, en la figura B se ejemplifica el plan de ampliación para 2026.

¿Qué se necesita para una buena estimación de mecanismos de fuente?

1.- Buena cobertura (evento rodeado de geófonos)
2.- Buena calidad de datos
2.1 Buena instalación de los sensores sin factores de ruido como eléctrico y/o mecánico.
2.2 Señal del evento sin ruido, o que la señal sea más grande que el ruido.

Debido al seguimiento dado durante la instalación del sistema, se comprueba por parte del proveedor IMS (Institute of mine seismology) el sistema de minera Juanicipio cumple con los puntos descritos previamente. Determinando mecanismos de fuente desde eventos de magnitud -0.5 (Magnitud momento Mw).

Obtención de base de datos microsísmicos

Se realizo la obtención de la base de datos microsísmicos de minera Juanicipio, desde Junio 2024 hasta Mayo 2025. Obteniendo un total de 424 eventos (figura 3), 31 con la identificación de su mecanismo de fuente (figura 4). Con los datos obtenidos, se elaboró un protocolo de monitoreo, de acuerdo con el protocolo, en verde tenemos a los eventos clasificados como bajos (<0,0 (Valores negativos)) en amarillo los bajos/medios (>0,0 (Valores positivos)) y en rojo los fuertes (>1). Ver Anexo 1.

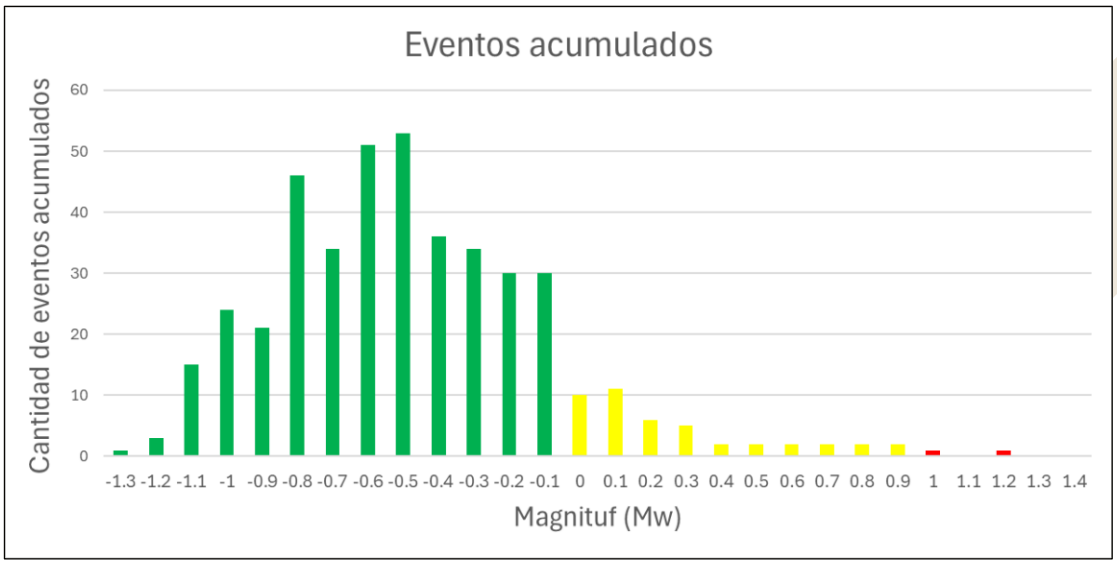


Figura. 3 Gráfica de eventos acumulados en Minera Juanicipio, historial con corte al 30 de mayo 2025. Se tiene un total 424 eventos.

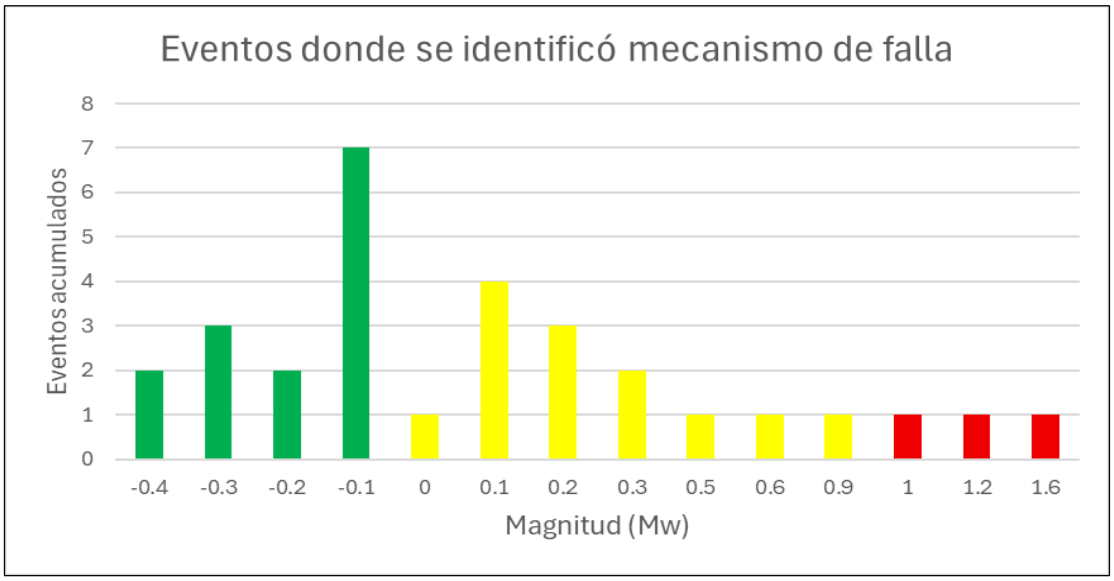


Figura. 4 Gráfica de eventos donde se identificó el mecanismo de falla en Minera Juanicipio, historial con corte al 30 de mayo 2025. Se tiene un total 31 eventos.

Resultados.

De los 31 mecanismos de fuente identificados, en la figura 4, se puede observar que la tendencia es que estos se identifican como de tipo “aplastamiento” (figura 6).

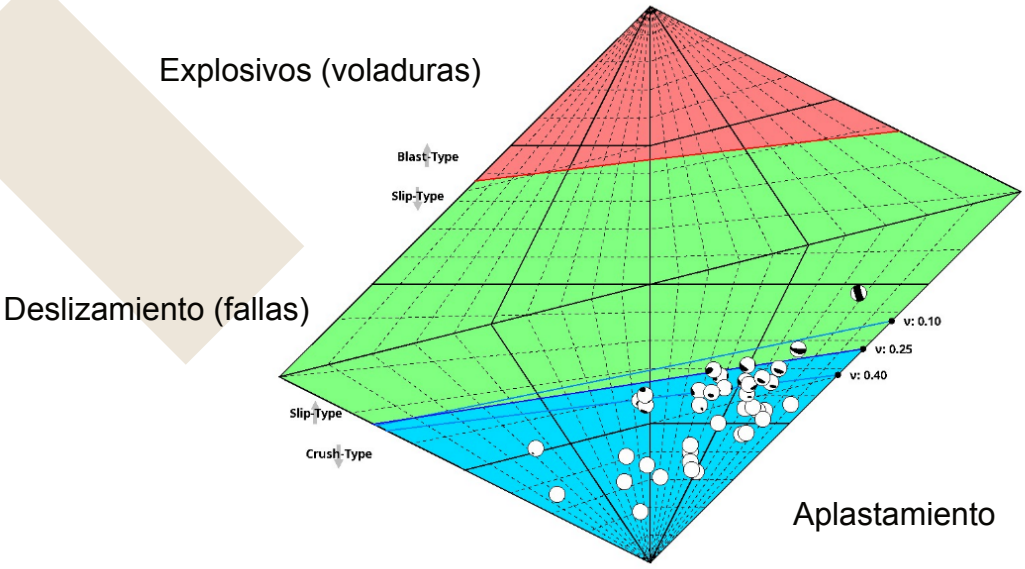


Figura. 5 Clasificación de los mecanismos de fuente identificados en Juanicipio clasificación de Hudson et al. (1989).

Los parámetros de fuentes sísmicas convencionales inferidos a partir de las formas de onda de eventos sísmicos en minas se basan en el supuesto de que la fuente representa un episodio de ruptura por cizallamiento o deslizamiento de falla en entornos confinados (modelo de fuente de doble par para fuente de tipo deslizamiento). Sin embargo, ahora se reconoce que la radiación sísmica para algunos eventos en minas no puede explicarse mediante un modelo de fuente de doble par y su interpretación en términos de falla por cizallamiento o deslizamiento de falla en un entorno confinado no es válida. Estos eventos deben interpretarse en términos de abultamiento repentino del suelo fracturado por tensión ("explosión" del volumen de estallido) cerca del perímetro de una excavación y la convergencia asociada del macizo rocoso circundante (fuentes de "implosión" o tipo aplastamiento). Kaiser, P. K., & Malovichko, D. (2015)

Caso Nivel 1619

Una vez identificados los mecanismos, se observó la concentración de varios eventos con mecanismo identificados en la cota 1619, cinco eventos clasificados como tipo “aplastamiento”, estos a escasos metros de obra directa (figura 6).

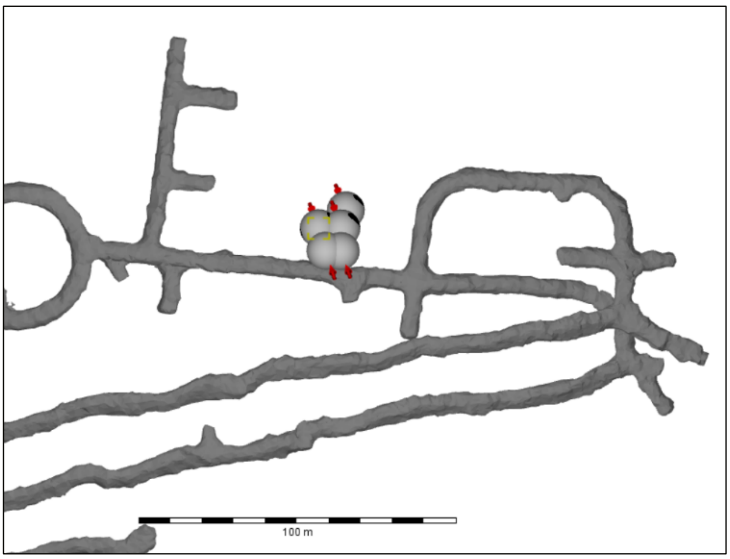


Figura. 6 Mecanismos de falla calculados en nivel 1619

Se acudió a una inspección en campo, para determinar si se tienen indicios de una respuesta sobre la obra directa ante dichos eventos, dado que es un desarrollo de una obra auxiliar, la fortificación instalada es:

- Anclaje de varilla de acero corrugada de 5/8” de diámetro longitud 2.40 m patrón tres bolillo, con 1.20 m x 1.20 m de separación. Instalada de tabla a tabla hasta la línea de los 2 m.
- Malla electrosoldada de 4” x 4” instalada de tabla a tabla hasta la línea de los 2 m.
- Zarpeo secundario 2” de espesor.

La primera inspección arrojó fracturamiento y abultamiento en el concreto, específicamente en la zona donde se registraron los eventos. Para el diseño de un soporte, se ha demostrado que la falla de la roca durante los estallidos de deformación (eventos de tipo aplastamiento) impone una demanda de desplazamiento y energía al soporte. Para estos estallidos de deformación, la velocidad de eyección se relaciona principalmente con la profundidad del estallido, las características de expansión del macizo rocoso, la duración del proceso de expansión durante el aplastamiento y la efectividad del sistema de soporte. Para los estallidos de deformación autoiniciados o desencadenados, no se relaciona con la intensidad del movimiento del terreno de un evento sísmico distante. Para los estallidos de deformación con carga dinámica, la demanda de desplazamiento y energía puede verse incrementada por el impacto de la onda de tensión de un evento sísmico distante. Kaiser, P. K., & Malovichko, D. (2015)

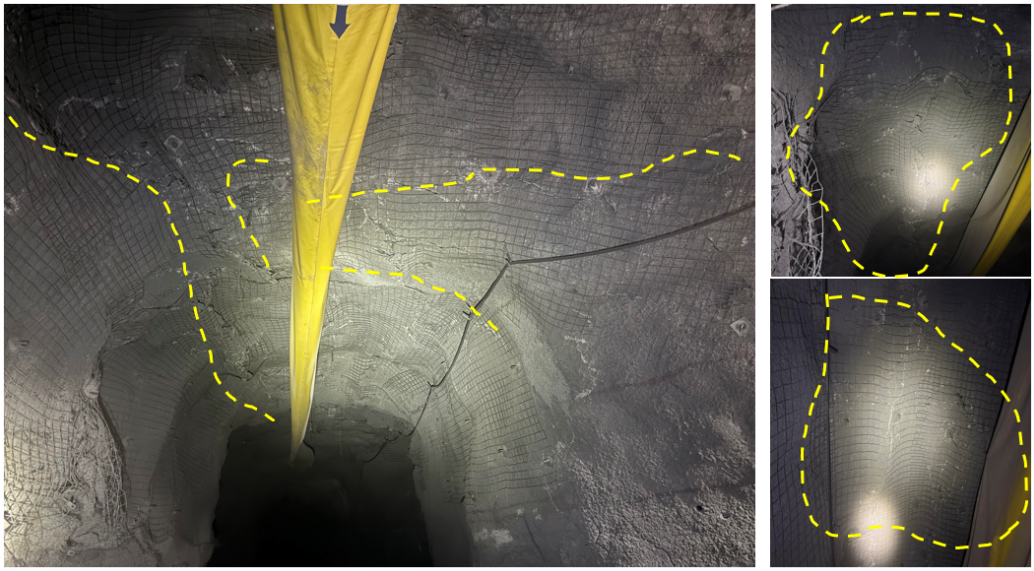


Figura. 7. Evidencias de deformación en obra directa donde se tiene identificado mecanismo de falla tipo "aplastamiento".

En la figura 7, se describen las evidencias encontradas en campo, se observa deformación en la fortificación existente, principalmente en el concreto y en la malla electrosoldada. Debido a que los daños severos son más perjudiciales para las operaciones de la mina (Moss y Kaiser, 2021), un sistema de sostenimiento sólido debería ser eficaz a niveles de alta demanda después de que se hayan impuesto grandes desplazamientos. El sostenimiento debe diseñarse para que funcione bien cuando esté deformado, es decir, después de que se haya consumido parte de su capacidad.

Esto lleva a dos alternativas practicas:

(1) Diseñar el sostenimiento en todas las ubicaciones para un alto FS (Temporales 1.3, permanentes 1.5) previo al evento, de modo que se puedan cubrir las consecuencias de la demanda de desplazamiento; o

(2) Adoptar un programa de PSM para mantener estratégicamente el FS "instalado" agregando capacidad de sostenimiento suplementario. (Moss y Kaiser, 2021)

Siguiendo este preámbulo donde se tiene evidencias de la deformación e la fortificación instalada, de acuerdo con la metodología de Moss y Kaiser, se procedió con la elaboración de un plan de remediación a la fortificación existente, con la instalación de cables de acero, con el fin de reforzamiento.

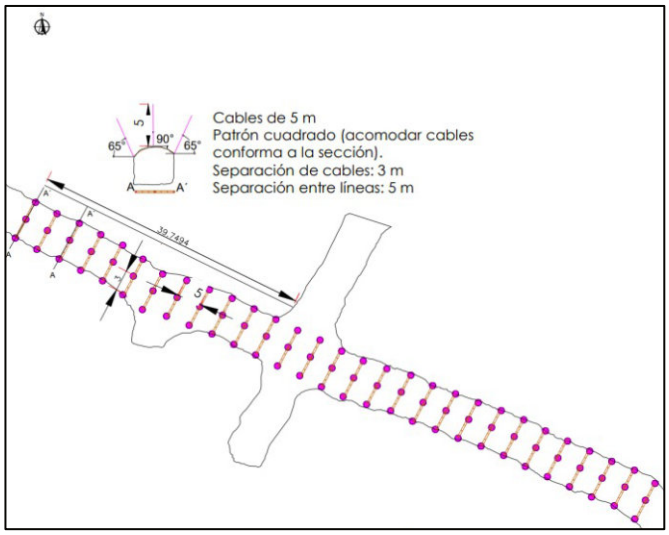


Figura. 8 Diseño de plantilla de cableado para reforzamiento de la zona con evidencias de deformación.

De acuerdo con Kaiser-Malovichko, (2022) Para el diseño de un soporte, se ha demostrado que la falla de la roca durante los estallidos de deformación (eventos de tipo aplastamiento) impone una demanda de desplazamiento y energía al soporte. Se propone la instalación de cables de longitud 5 metros como medida de reforzamiento a la demanda de capacidad.

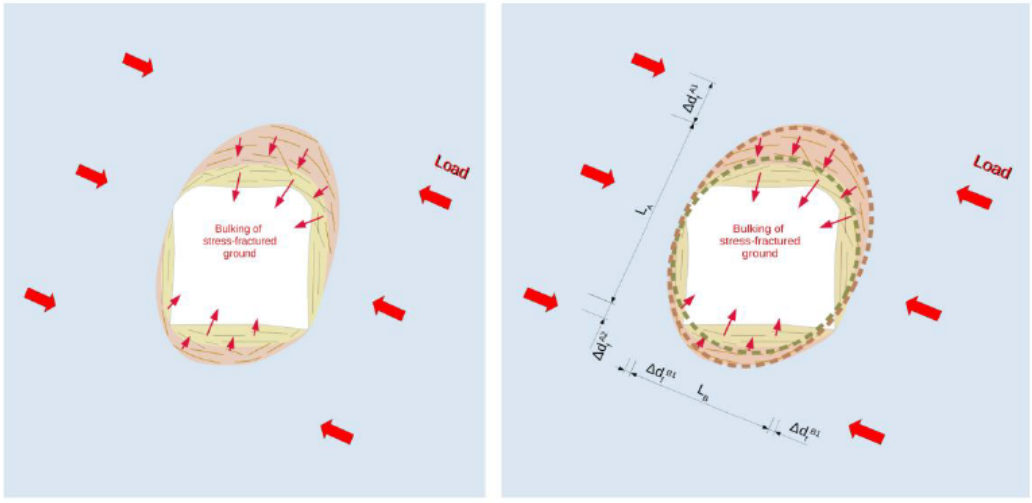


Figura. 9 (a) Modelo conceptual de fracturación alrededor de un túnel; **(b) Aproximación de un túnel y su zona de daño por cavidades Kaiser, P. K., & Malovichko, D. A. (2022)**

De acuerdo con la ilustración 9, la zona amarilla que es originalmente como se encontraría una obra, posterior al evento pasa a la roja, aumentando la zona de fracturamiento en segundos. Para determinar ese daño es necesario una evaluación de la profundidad de ruptura por deformación, la ecuación 1, nos describe el momento sísmico de un evento de tipo aplastamiento asociado a un túnel aislado de acuerdo con (Malovichko, 2022).

$$M_0 = 2[(1-\nu)/(1-2\nu)]\,\sigma_{max}\,L_3\,D_A\,\Delta df^A\,,$$

Ecuación 1. Fórmula para el momento escalar

Donde:

σ: Esfuerzo principal máximo
Δd_f^A: Profundidad de ruptura por deformación
v: Coeficiente de Poisson
L3: Longitud estimada del daño en metros.
LA: Longitud de la excavación perpendicular a la dirección de esfuerzo principal.
M_0: Momento sísmico escalar (energía total liberada durante el evento)

Se consideró un evento magnitud 1.1, despejando Δd_f^A, y utilizando valores conocidos previamente de la roca encajonante lutita del coeficiente de Possion y estimación de esfuerzo, se realizó una aproximación de la profundidad de ruptura obteniendo un valor de 1.6 metros.

Conclusiones.

El monitoreo microsísmico en minería subterránea es fundamental para el control de esfuerzos inducidos y detección temprana de puntos posibles de inestabilidad que comprometa la seguridad del personal operativo. La extracción de material produce una redistribución de esfuerzos, que puede generar la ruptura del macizo rocoso generando eventos sísmicos. La caracterización de mecanismos de falla permite identificar los modos de falla predominantes, dando como resultado una interpretación si son eventos que generan compresión o expansión. Se tienen identificados 31 eventos tipo "aplastamiento" en Minera Juanicipio, o que nos indica eventos de tipo implosivo o fuente compresiva. La recopilación de eventos permitió la elaboración de un protocolo de monitoreo que nos permite responder de forma efectiva ante alguna situación de riesgo.

Se identificó el nivel 1619 con 5 eventos microsismicos que se determinó su mecanismo de falla. Identificando una zona con indicios de deformación, se obtuvo un estimado de la profundidad de ruptura por deformación, con un valor de 1.6 metros, de un evento microsísmico de magnitud 1.1, esto permitió el diseño de un mantenimiento de soporte preventivo y adecuado que permite disminuir los factores de riesgo en la excavación con una plantilla de cableado que refuerce la capacidad ante la demanda a la fortificación instalada. Este trabajo expone una relación entre la geomecánica y la sismología minera, con aplicaciones en beneficio de la seguridad operativa.

Anexo 1.

PROTOCOLO DE MONITOREO SÍSMICO				
MAGNITUD	CLASIFICACIÓN	PROCEDIMIENTO	CONTACTO	ACCIONES
<0,0 (Valores negativos)	MUY BAJO	En caso de observar una recurrencia de más de 5 eventos en un mismo lugar, notificar a personal de mecánica de rocas.	Mecánica de rocas (Supervisión en turno)	Monitoreo en caso de recurrencia (más de 5 eventos en una misma zona)
>0,0 (Valores positivos)	BAJOS/MEDIOS	Solicitar a IMS revisión y rectificación del evento. (Llamada, Whatsapp, correo), notificar a personal de mecánica de rocas en turno.	Mecánica de rocas (Supervisión en turno) Contactar a IMS para revisar evento: - correo: seismology.ca@imseismology.org - WhatsApp: +1 249 315 8515	Durante el turno por parte de mecánica de rocas se acudirá a la revisión del sitio (Zona a la obra más proxima/zona del evento) . Se reportará si se detectó alguna anomalía, y si se requiere se tomarán acciones,
>1	FUERTES	Solicitar a IMS revisión y rectificación del evento. (Llamada, Whatsapp, correo), notificar a personal de mecánica de rocas en turno.	Mecánica de rocas (Supervisión en turno) Contactar a IMS para revisar evento: - correo: seismology.ca@imseismology.org - WhatsApp: +1 249 315 8515	Personal de mecánica de rocas acudirá a la revisión del sitio (Zona a la obra más proxima/zona del evento) . Se reportará si se detectó alguna anomalía, y si se requiere se tomarán acciones,

Agradecimientos.

Agradezco a Fresnillo PLC y al Ing. Luis Molinar Olivas gerente de la unidad Minera Juanicipio por el apoyo para la realización de este trabajo, así como la confianza depositada para presentarlo y la disposición en su preparación.

Al Ing. Emmanuel Ortega Martínez, asesor del departamento de mecánica de rocas de minera Juanicipio, por los conocimientos y comentarios compartidos que enriquecieron este trabajo.

Al Ing. Andrés Ambros Vargas del Institute of mine Seismology quién apoyó en el procesamiento y asesoramiento de este trabajo.

Referencias citadas.

1. Kaiser, P. K., & Malovichko, D. (2015). Energy and displacement demands imposed on rock support by strainburst damage mechanisms. Laurentian University & Institute for Mine Seismology.

2. P.K. Kaiser, A. Moss, Deformation-based support design for highly stressed ground with a focus on rockburst damage mitigation, Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, Volume 14, Issue 1, 2022, Pages 50-66, ISSN 1674-7755, https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2021.05.007.

3. Kaiser, P.K., & Malovichko, D.A. (2022). Energy and displacement demands imposed on rock support by strainburst damage mechanisms. En M. Diederichs (Ed.), Proceedings of the 10th International Symposium on Rockbursts and Seismicity in Mines (RASIM), Society for Mining, Metallurgy & Exploration.

4. Malovichko, D., & Rigby, A. (2022, May 17). Description of seismic sources in underground mines: Dynamic stress fracturing around tunnels and strainbursting. Institute of Mine Seismology.

5. Hudson, JA, Pearce, RG y RM Rogers (1989) Gráfico de tipo de fuente para la inversión del tensor de momento, Revista de Investigación Geofísica, 94(B1), 765–774.

PRECONSOLIDACIÓN DE CONTRAPOZO CON RESINA

Anthony Ferrenbach - General Manager Américas
anthony.ferrenbach@weber-mining.com
Salomón Cervantes – Líder de Operación
salomon.cervantes@weber-mining.com

Weber Mining & Tunnelling Mexico

Objetivo: Estabilización preventiva de los primeros 150 metros de un contrapozo de 550 metros de longitud y 3 metros de diámetro, mediante inyección profunda de resina

Resumen:

Durante la planeación de un nuevo contrapozo de ventilación, las campañas exploratorias identificaron zonas estructuralmente débiles dentro de los primeros 150 m, con conglomerados poco cementados y fallas subverticales. Para anticipar colapsos y garantizar la continuidad operativa, se optó por una estrategia de preconsolidación preventiva mediante inyección profunda de resina.

La metodología se basó en ocho barrenos periféricos de 150 m equipados con barras autoperforantes; cada barreno se perforó e inyectó secuencialmente antes de avanzar al siguiente, minimizando el riesgo de colapso y permitiendo ajustes en tiempo real. Se utilizó una resina bicomponente formulada a medida, con alta penetrabilidad, fraguado de 30 min y resistencia a compresión de 35 MPa aun con deformaciones del 50 %.

El monitoreo continuo de presión permitió controlar la inyección y asegurar la saturación homogénea. Tras completar las inyecciones se formó un anillo estructural tridimensional —micropilotes interconectados— que refuerza el macizo frente al rimado y mejora la seguridad del personal.

El estudio detalla criterios de diseño, control de riesgo y lecciones para obras de ventilación de gran diámetro, ofreciendo una referencia práctica para proyectos con condiciones geomecánicas similares.

1. Contexto y problemática geotécnica

Durante el diseño y planeación de un nuevo contrapozo de ventilación, las campañas de barrenación exploratoria revelaron la presencia de zonas estructuralmente débiles, en particular dentro de los primeros 150 metros desde la superficie. Estas zonas incluían contactos litológicos, fallas, y sectores de terreno inconsistente – típicamente conglomerados poco cementados o fragmentados – que, por experiencia, representan un riesgo importante de inestabilidad durante el rimado.

Con el fin de evitar complicaciones durante la excavación, el cliente optó por una estrategia de preconsolidación, para reforzar el macizo rocoso en las zonas críticas antes de iniciar cualquier trabajo mecánico. Esta decisión permitió anticiparse a colapsos, asegurar la continuidad operativa y mejorar la seguridad de los equipos y del personal.

2. Intervención: inyección desde el fondo, sectorización y control total

La solución propuesta por Weber Mining se basó en la consolidación profunda mediante resina inyectada desde la punta de barrenos periféricos, instalados alrededor del eje del futuro pozo. A diferencia de técnicas tradicionales que inyectan desde superficie y no aseguran la penetración hasta el fondo, esta metodología garantiza el inicio de la consolidación en el punto más profundo – el más crítico – gracias al uso de columnas de anclas autoperforantes.

Cada ancla fue instalada dentro del barreno recién perforado, sin retirar la tubería diamantina hasta que la columna estuviera completamente posicionada. Este detalle técnico evita la pérdida del barreno por colapso, un riesgo común en terrenos blandos o fracturados. Si el barreno colapsa después, la inyección sigue siendo posible, porque la resina viajará a través del conducto asegurado por la barra.

Figura 1: Plantilla de barrenación alrededor del futuro cpoz

Además, cada columna fue equipada con múltiples puntos de salida de resina en su tramo final (últimos 25 metros), lo cual garantiza redundancia: aunque algunos orificios se obstruyan por material suelto, otros permitirán la salida de resina sin comprometer la cobertura del terreno.

3. Resina técnica: precisión, elasticidad, resistencia al agua

Uno de los elementos más críticos fue la elección y formulación de la resina. Weber utilizó un producto bicomponente, formulado a medida con base en las condiciones del proyecto: litología, humedad, caudal de bombeo y volumen a consolidar.

La resina elegida posee tres propiedades fundamentales:

1. Ductilidad estructural con alta resistencia mecánica: una vez fraguada, forma un sólido compacto con cierta flexibilidad, ideal para absorber deformaciones diferenciales sin fracturarse. Esta combinación le permite comportarse como un medio adaptativo frente a terrenos inestables. A pesar de su ductilidad, la resina alcanza una resistencia a compresión de 35 MPa, incluso bajo 50% de deformación, lo cual evidencia una alta capacidad de carga sin comprometer su integridad estructural. Esta propiedad es clave para resistir esfuerzos dinámicos y mantener la continuidad del anillo consolidado durante el rimado del contrapozo.

2. En su fase líquida, la resina presenta una alta capacidad de penetración, permitiéndole migrar eficazmente hacia fisuras, poros y planos de contacto del macizo rocoso. Esta propiedad garantiza una cobertura uniforme y profunda, incluso en zonas no accesibles mediante perforación directa. El tiempo de reacción fue diseñado en 30 minutos, proporcionando una ventana adecuada para la migración controlada dentro del volumen crítico de consolidación, sin riesgo de fuga fuera del perímetro técnico.

3. Insensibilidad al agua: la resina mantiene intactas sus propiedades estructurales incluso en condiciones húmedas o con presencia de agua libre. Esto es posible gracias a que la mezcla se realiza completamente desde superficie mediante una pistola mezcladora y un mezclador estático de 13 elementos, permitiendo que los componentes A y B entren en el terreno ya homogéneamente integrados. La reacción química no depende del entorno, y tampoco es alterada por el pH del agua, lo que garantiza una consolidación confiable incluso en terrenos saturados.

4. Plan de ejecución: secuencial, escalonado y redundante

Se diseñó una malla de 8 barrenos periféricos de 150 metros de longitud distribuidos alrededor del eje del futuro pozo de 3 metros de diámetro. Para garantizar la continuidad del proceso, la ejecución se realizó en secuencia: uno o dos barrenos a la vez, seguidos inmediatamente de su inyección, antes de perforar los siguientes.

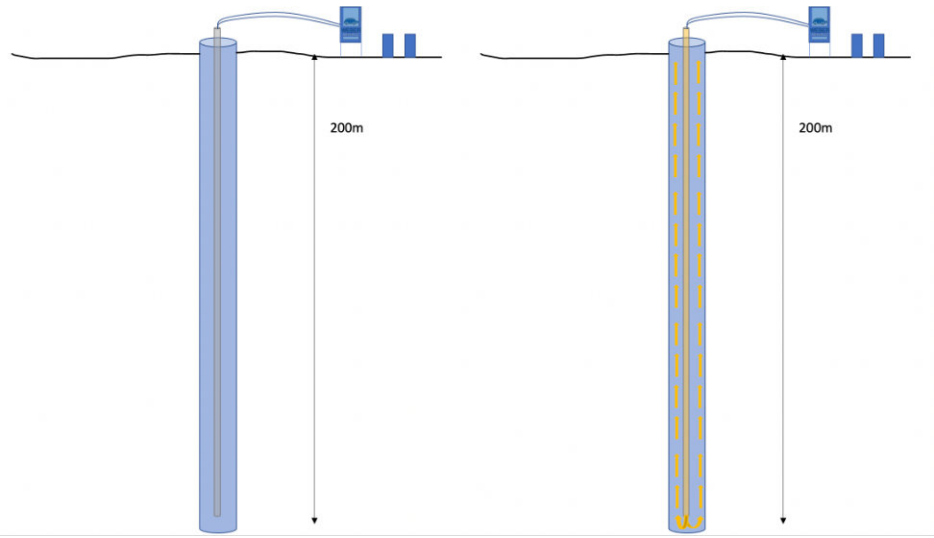


Figura 2. Instalaciones autoperforantes.

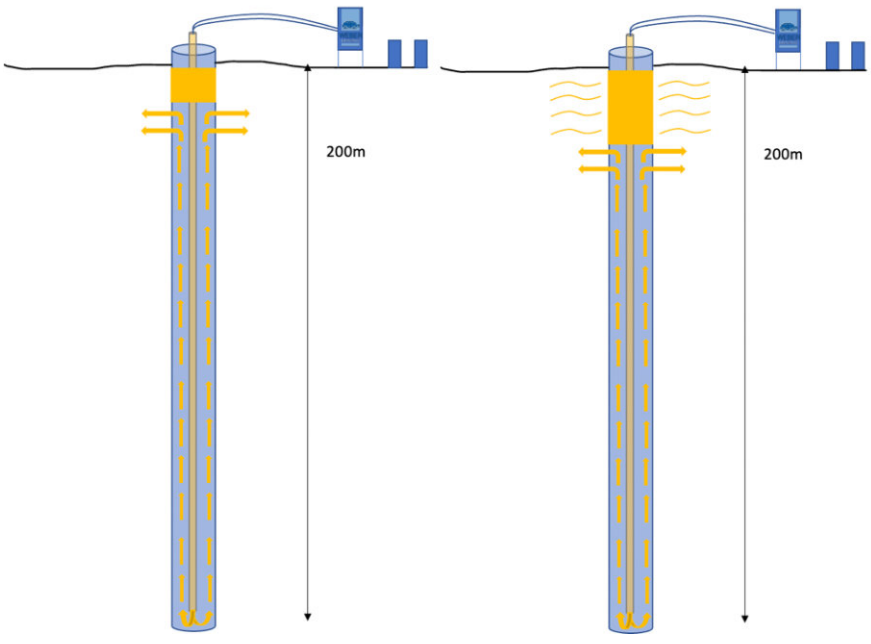


Figura 3. Inicio de inyeccion de resina.

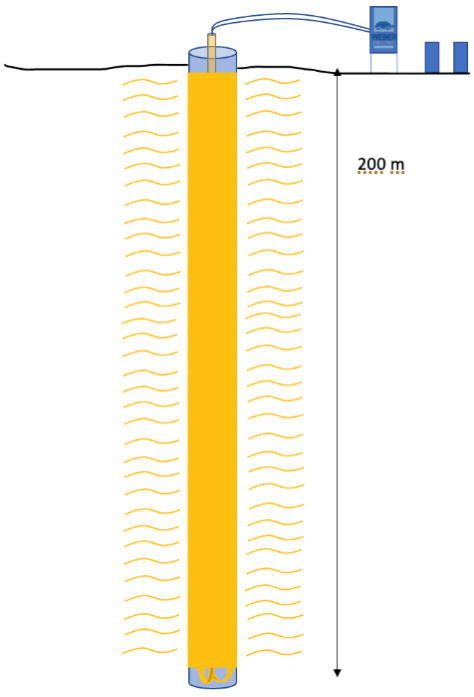


Figura 4. Termino de inyeccion de resina.

Este enfoque escalonado tiene múltiples ventajas:

- Permite verificar y ajustar la metodología en función de la respuesta del terreno en cada barreno.
- Reduce la posibilidad de colapso múltiple simultáneo, y el riesgo de comunicación de la inyección entre barrenos.
- Ofrece información operativa temprana sobre consumo de resina, migración y presión de saturación.

Durante cada inyección, se monitoreó en tiempo real la presión de la bomba. Una subida progresiva indicaba que las fisuras cercanas al punto de inyección estaban saturadas, momento en el cual se detenía el flujo.

5. Manejo de fracking, incertidumbre y control de riesgo

La técnica también está diseñada para evitar el fracking inducido, es decir, la generación de nuevas fracturas provocadas por la presión de inyección, y para mitigarlo en caso de que ocurra. Aunque las bombas de Weber pueden alcanzar presiones elevadas, el personal opera de manera estándar a presiones bajas. Aun así, si llegara a producirse una fractura inducida, el fraguado rápido de la resina actúa como sistema de contención: la reacción se completa antes de que el producto pueda migrar fuera de la zona crítica.

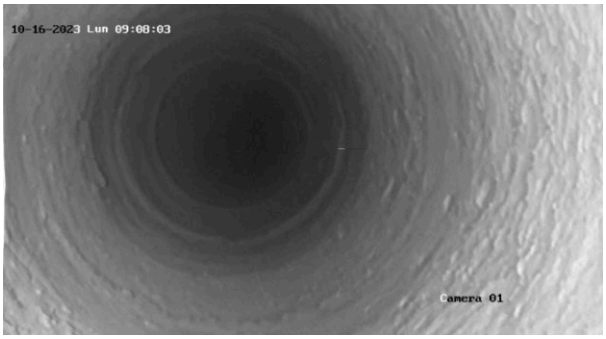
Además, cada columna es probada con aire antes de ser utilizada, sus coples son soldados para evitar fugas internas, y se registra cada evento con detalle para alimentar un sistema de retroalimentación que mejora el rendimiento de obra en tiempo real.

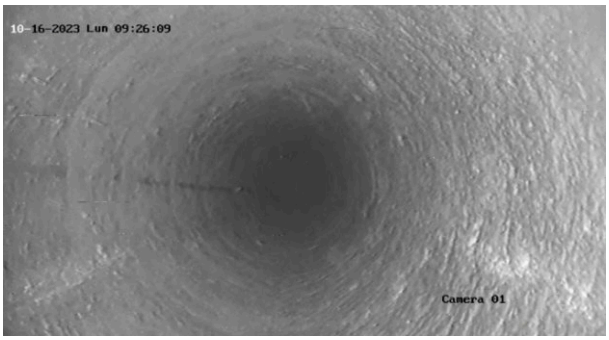
6. Resultado estructural: anillo consolidado y micropilotes reforzados

Una vez completadas todas las inyecciones, se logró formar un anillo estructural tridimensional alrededor del futuro pozo, donde las columnas de anclas actúan como micropilotes reforzados, interconectados por la migración de la resina. Este conjunto forma una estructura compuesta de alta resistencia, que no sólo consolida el terreno, sino que refuerza mecánicamente la zona frente al empuje generado durante el rimado.

La experiencia de Weber Mining en este proyecto reafirma que una consolidación efectiva no se basa sólo en inyectar producto, sino en entender el comportamiento del terreno, adaptar cada variable del sistema, y anticipar los riesgos operativos con ingeniería de detalle.

7. Resultado:





Análisis de Sismicidad Rebaje 25–20 Unidad Minera Charcas

Ing. Diego César Navarro Hernandez

Industrial Minera México (Grupo México)
Unidad Charcas
Correo electrónico:
diego.navarro@mm.gmexico.com,
dcesarnavarro@gmail.com

Resumen

Los desafíos que enfrenta la minería moderna, especialmente en el área de mecánica de rocas, provocan que exista la necesidad de abordar con detalle el conocimiento del comportamiento sísmico, ya que las metas de producción y seguridad son cada vez más retadoras. Por lo anterior, la evaluación de riesgos sísmicos y medición de sismicidad en las operaciones toma gran relevancia, ya que es un fenómeno presente (de manera natural e inducido) que puede afectar en el cumplimiento de los objetivos. Para esto, el uso de herramientas como sistemas de monitoreo micro sísmico y las metodologías desarrolladas por Ming Cai, Peter Kaiser y otros autores, ayudan a entender el comportamiento que las ondas y la fuente producto de eventos sísmicos tienen en el macizo rocoso. Además, de ayudar a prevenir daños o afectaciones a la integridad del personal, equipos o infraestructura, entre esos mecanismos de mitigación se encuentran condiciones operativas (secuencias de minado, dimensionamiento de obra, etc.), diseño y determinación del tipo de soporte dependiendo la demanda requerida y las condiciones geológicas-estructurales.

Palabras clave: sismicidad, micro sísmico, eventos sísmicos, soporte, riesgo sísmico.

Abstract

The challenges facing modern mining, especially in the rock mechanics, create a need to thoroughly understand seismic behavior, as production and safety goals are increasingly challenging. Therefore, seismic risk assessment and seismicity measurement in operations are highly relevant as this phenomenon is present (naturally or induced) and can affect the achievement of objectives. Thus, the use of tools such as micro seismic monitoring systems and methodologies developed by Ming Cai, Peter Kaiser and other authors help to understand the behavior of waves and its source produced by seismic events in rock masses. Furthermore, it helps to prevent damage or harm to the integrity of personnel, equipment or infrastructure. These mitigation mechanisms include operating conditions (mining sequences, project sizing, etc.), design and determination of the type of support depending on the required demand and geological and structural conditions.

Key words: seismicity, micro seismicity, seismic events, support, seismic risk.

1. Introducción

En este documento se hace una descripción mediante un análisis de los efectos causados por eventos sísmicos cercanos a un rebaje de producción en la Unidad Minera Charcas de Grupo México, lo que provocó afectaciones a obras cercanas. Además, de detallar la fuente de la sismicidad, se aborda el potencial de daño y esfuerzo en el lugar, así como el requerimiento de fortificación para mitigar el riesgo. Históricamente la unidad de Charcas ha tenido registros de eventos sísmicos los cuales en mayo del 2024 se analizaron dando como resultado la hipótesis de presencia de zonas de debilidad que se están formando a partir de rebajes antiguos.

2. Metodología

En esta investigación el estudio es de tipo descriptivo con enfoque cuantitativo y correlacional, ya que se usó información recolectada desde el 01 de enero 2024 al 28 de noviembre del mismo año por el sistema de monitoreo micro sísmico que se tiene instalado en la Unidad Charcas con el objetivo de describir y caracterizar el comportamiento de la sismicidad, el riesgo potencial y su relación con las variables propias de la operación minera subterránea. La investigación no es experimental, ya que no se manipularon variables, sino que se analizó el comportamiento micro sísmico en condiciones reales de operación.

3. Resultados

El desarrollo de este trabajo se distribuye en dos fases: 1) Análisis de la información sísmica y 2) Evaluación del riesgo sísmico.

3.1 Análisis de información sísmica

De acuerdo con Cai, Kaiser & Martin (2001, p. 1135) la roca que está cercana a obras mineras o subterráneas puede estar sometida a esfuerzos, por lo tanto, emite señales sísmicas y acústicas que pueden ser detectadas por sistemas de monitoreo usados para ubicar daños o afectación en el macizo rocoso.

En el caso de la Unidad Charcas se cuenta con una red de 10 sensores sísmicos que ha estado en funcionamiento desde el año 2015, sin embargo, no se había utilizado la información registrada para conocer el comportamiento de los eventos en la unidad. Durante el 2024 se tuvieron tres eventos micro sísmicos en los cuales se aplicó el protocolo de evacuación de la mina ante un evento con magnitud momento mayor a 1.0; el evento del 28 de noviembre generó daños en concreto y obras que se tienen como acceso a zonas de producción, además, de provocar el colapso de un corte en el Reb 25-20. Según Cai & Kaiser (2018, p. 235) definen como "rockburst" al daño que sufre una excavación o soporte instalado, de manera violenta y súbita por un evento sísmico inducido por actividad minera o explotación subterránea, en donde dicho evento puede localizarse en la zona del daño o alejado del lugar afectado. Askaripour, Saeidi, Rouleau, & Mercier-Langevin (2022, p. 578) mencionan que la orientación y magnitud del esfuerzo in situ superan la resistencia de la roca, podrían crearse fracturas en la roca y propagarse hacia las obras mineras.

Por lo anterior, se procedió a realizar el análisis correspondiente para identificar qué provocó dicha actividad micro sísmica en la zona. Los datos usados para analizar el evento del 28 de noviembre se restringieron al periodo que abarca desde el 01 de enero al 28 de noviembre del 2024, así mismo, se limitó la información a la zona que comprende al rebaje de interés (ilustración 1), en donde se detectaron cuatro lapsos de actividad micro sísmica principales (gráfico 1). Hudyma & Potvin (2010, p. 2) describen que un evento sísmico es el resultado inelástico de la deformación del macizo rocoso producto de una de onda dinámica, además, de no presentarse de manera aleatoria, sino que ocurre donde la roca está en un proceso de rotura o fallo generado por el cambio de esfuerzos y condiciones geológicas que conducen la sismicidad.

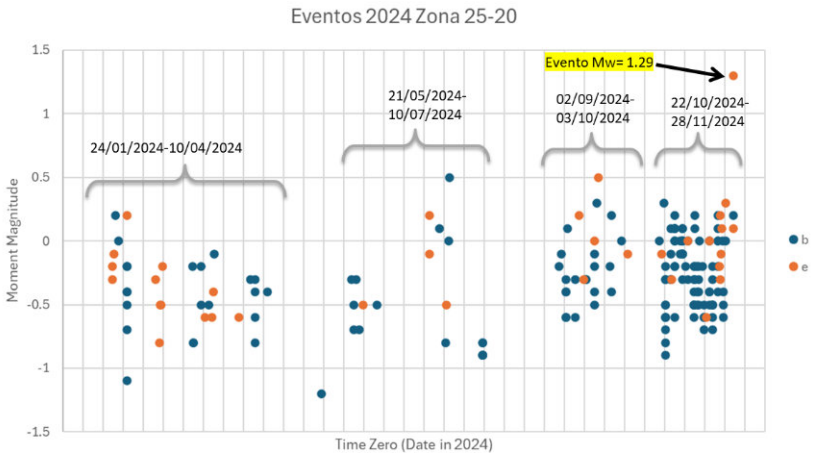


Gráfico 1. Gráfico en donde se representan los eventos micro sísmicos (e) y de voladuras (b) detectados en la zona del Reb 25-20.

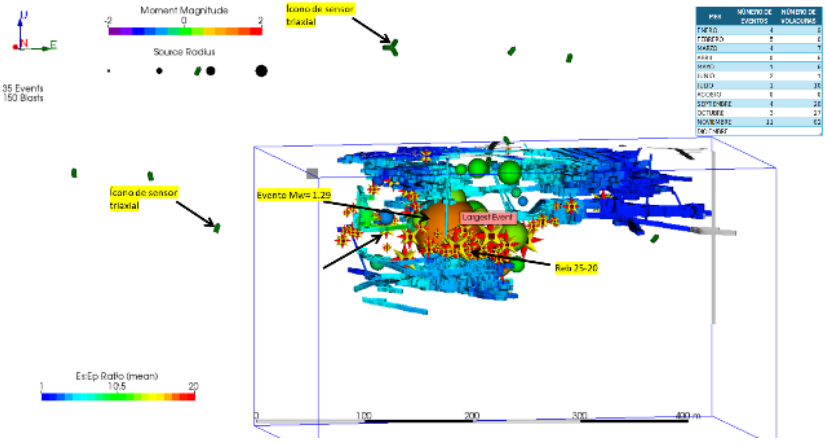


Ilustración 1. Vista isométrica de la zona de las obras mineras con la ubicación del evento Mw= 1.29, 150 eventos de voladuras y 35 eventos micro sísmicos más detectados del 01/01/2024-28/11/2024, además de mostrar la ubicación de los sensores usados para el análisis.

Dentro del estudio de la información sísmica recabada, se analizó el coeficiente de energía liberada por las ondas S y Ondas P, esto con la finalidad de interpretar el mecanismo que provocó el evento micro sísmico. De acuerdo con Gibowicz & Kijko: "El movimiento de falla produce ondas P y ondas S, en donde la amplitud de la onda S es mayor que la onda P" (2001, p. 1137). A continuación, se muestra un gráfico (gráfico 2 e ilustración 2) en el que se relacionaron el coeficiente entre la energía liberada por las ondas S-P y la magnitud momento de los eventos micro sísmicos.

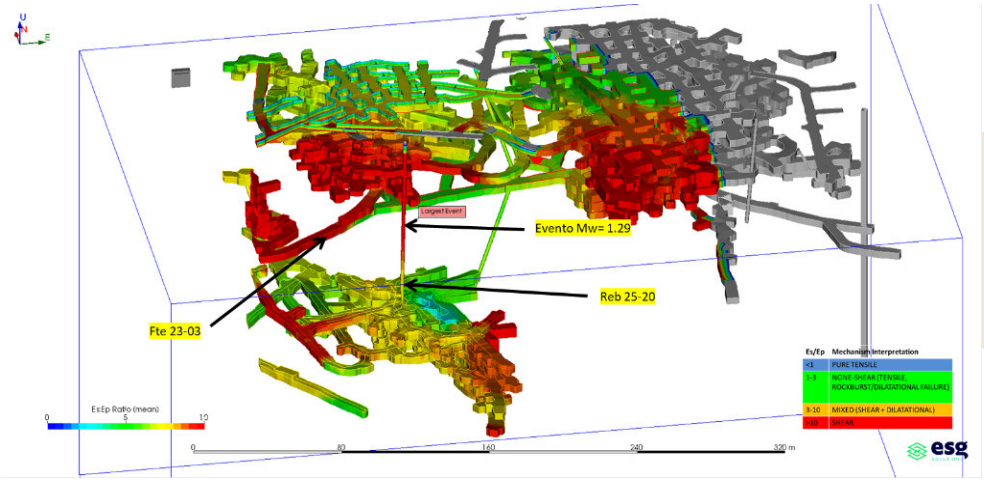


Ilustración 2. Vista isométrica con los mecanismos de fallo en la zona cercana a donde se tuvo el evento de Mw= 1.29. De acuerdo con el análisis, la zona de influencia cercana al Reb 25-20 y Fte 23-03 están en categorías de fallo que combinan el corte y componente de dilatación.

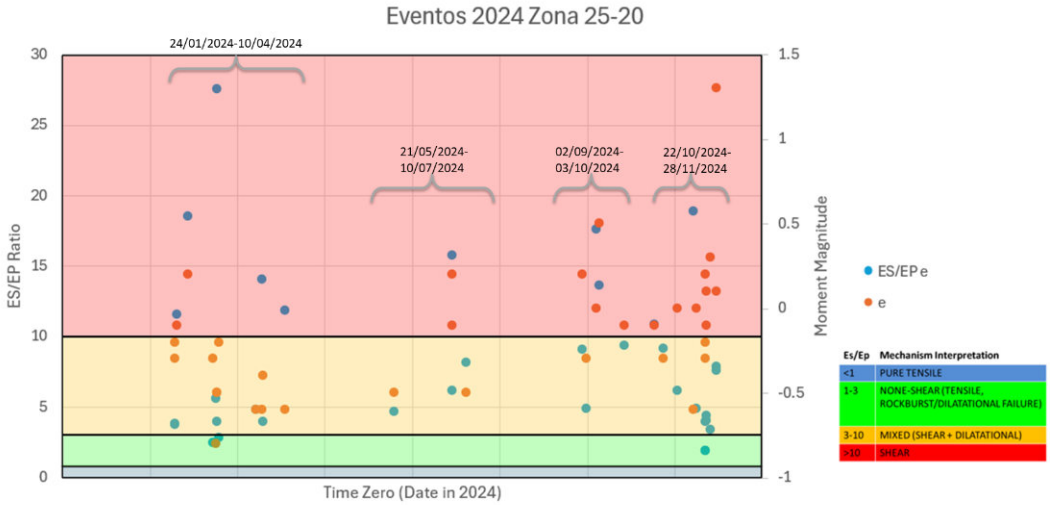


Gráfico 2. Gráfico que relaciona Es/Ep vs Magnitud momento de los eventos micro sísmicos cercanos al Reb 25-20.

En el gráfico se hizo una diferenciación entre los tipos de mecanismos de fallo basados en Es/Ep, y podemos detectar que la gran mayoría están asociados al rango de 3-10 (shear + dilatational), pero se tienen 10 eventos con un coeficiente mayor a 10, lo cual indica que es un comportamiento de movimiento de falla.

Una vez analizada la información de los eventos, se pudo observar que en los cuatro periodos donde se presentó la sismicidad están relacionados con el volumen de producción de mineral y voladuras que se tuvieron en el Reb 25-20. En el gráfico 5 se muestran las toneladas planeadas de mineral vs las toneladas reales que se extrajeron desde enero a noviembre del 2024.

Además, con los registros de voladuras se identificó un incremento en el uso de explosivo (214-230 kg de explosivo por voladura) en el periodo del 27/10/2024 al 28/11/2024, tiempo en el que se tuvo un aumento de sismicidad en el lugar (gráfico 3 y 4).

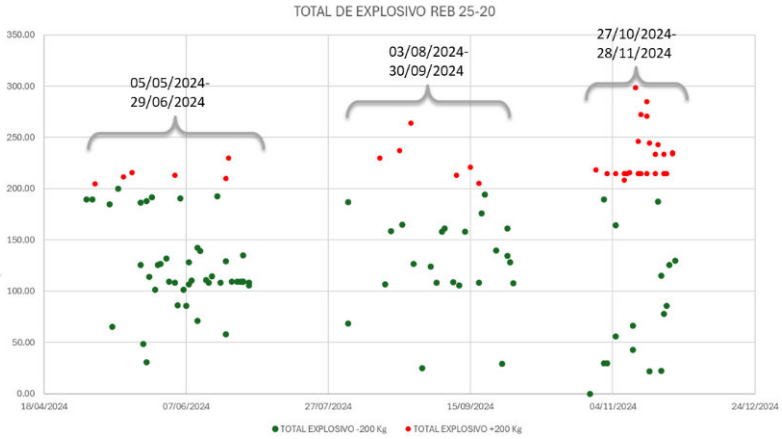


Gráfico 3. Gráfico en el que se visualizan los eventos de voladuras con la cantidad de explosivo utilizado desde mayo a noviembre del 2024.

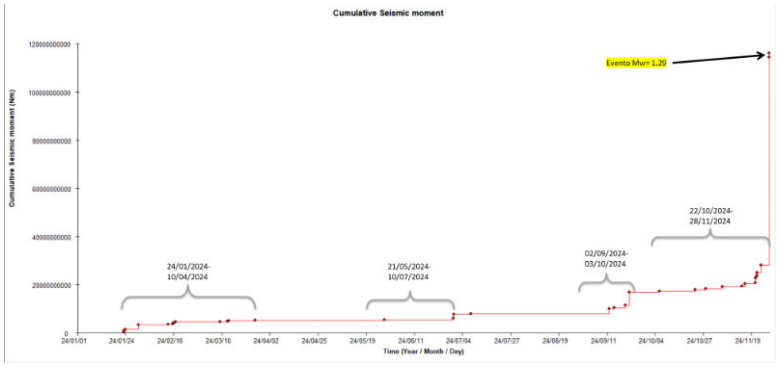


Gráfico 4. Grafico en el que se del momento sísmico acumulado en donde se visualiza el incremento en la sismicidad en a partir de septiembre hasta noviembre.

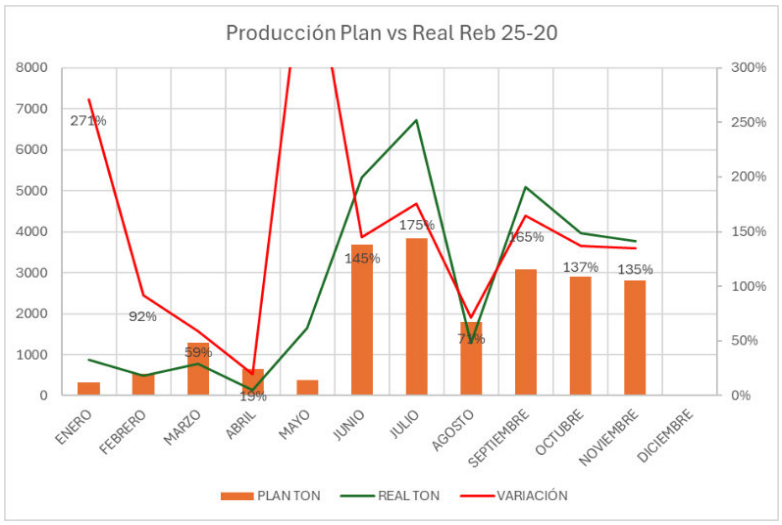


Gráfico 5. Gráfico en el que se muestran las toneladas extraídas y planeadas (incluyendo su variación) de la zona correspondiente al 25-20 a lo largo del 2024.

3.2. Evaluación del riesgo sísmico

Debido a las condiciones actuales y los retos que se tienen en la minería para satisfacer la demanda y producción, las condiciones de las minas y métodos de explotación cada vez implican mayores desafíos para mantener las obras estables y seguras, aunado a que los yacimientos se encuentran a mayor profundidad

o la geología estructural complica las operaciones. Es por ello, que en algunas minas subterráneas en México ya se han presentado fenómenos como el estallamiento de roca (rockburst), por lo tanto, surge la necesidad de mitigar la afectación y ocurrencia de dichos sucesos. Potvin & Hudyma mencionan que el fallo por efecto de la sismicidad en una mina ocurre debido a la combinación de varios factores como lo son el estrés al que está sometida la roca, la geología estructural y la influencia de las propias obras mineras cercanas. Para Villaescusa, Thompson & Windsor el incremento del esfuerzo o estrés inducido en las obras mineras subterráneas incrementa, puede estar seguido de movilización de estructuras geológicas que potencialmente causarían un fallo de gran magnitud .

Otro autor que menciona el término de riesgo sísmico es Mendecki en donde lo define como la probabilidad con alto potencial de tener un daño en un sitio dado. Algunos conceptos que también son importantes considerar y que Cai y Kaiser (2018, p. 235-236) toman como importantes para el análisis de la sismicidad y sus efectos, son la vulnerabilidad que puede tener la excavación a tener un daño dependiendo la cercanía a la fuente que libera la energía, pudiendo ser por la proximidad a una estructura geológica o cuando incrementa el esfuerzo (relación esfuerzo/resistencia de la roca); otro término es el daño a una excavación, el cual es causado por exceso de esfuerzo o energía liberada desde eventos sísmicos distales o remotos y que se ve reflejado en la deformación de la obra, aumento en la sobre excavación, daño al soporte instalado.

El efecto del evento de magnitud momento 1.29 que dio origen a este análisis, causó daños a obras cercanas y al mismo rebaje. Uno de los enfoques fue identificar la actividad micro sísmica residual producto de las voladuras y determinar el soporte adecuado para las zonas cercanas al lugar del evento sísmico. Con el software SeisVis de ESG Solutions se generó una roseta (gráfico 7), en la cual se identificó que después de los horarios de voladuras (color rojo) de los tres turnos (gráfico 6), se seguían presentando eventos micro sísmicos, como una respuesta posterior, generando que los periodos llegaran hasta 4 horas después del límite para realizar las voladuras.

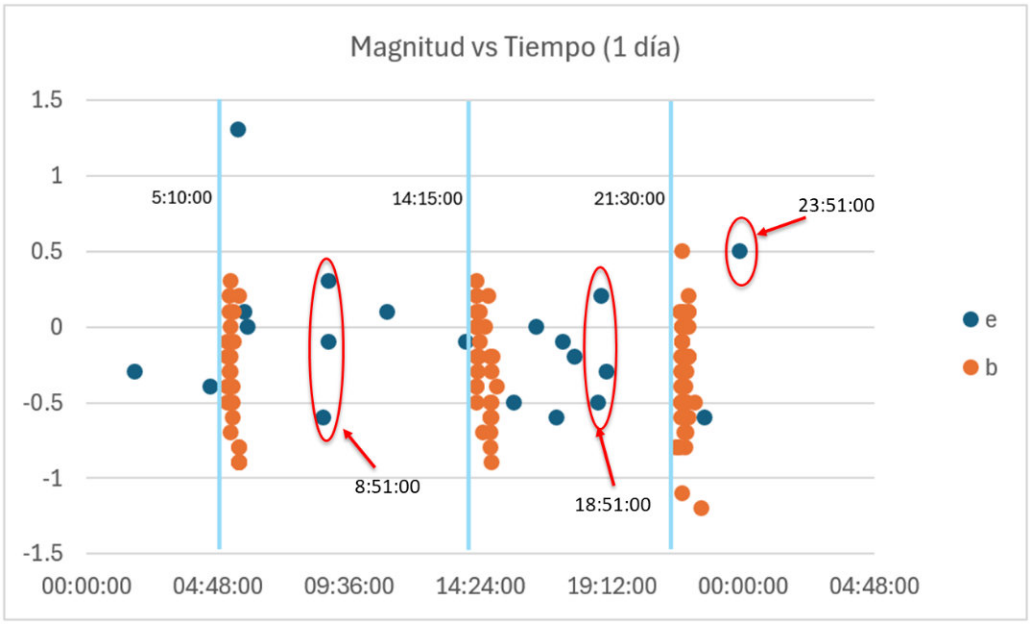


Gráfico 6. Gráfico en el que se visualizan los periodos de influencia de las voladuras (color anaranjado) y generación de eventos sísmicos (color azul) a lo largo de 24 hrs.

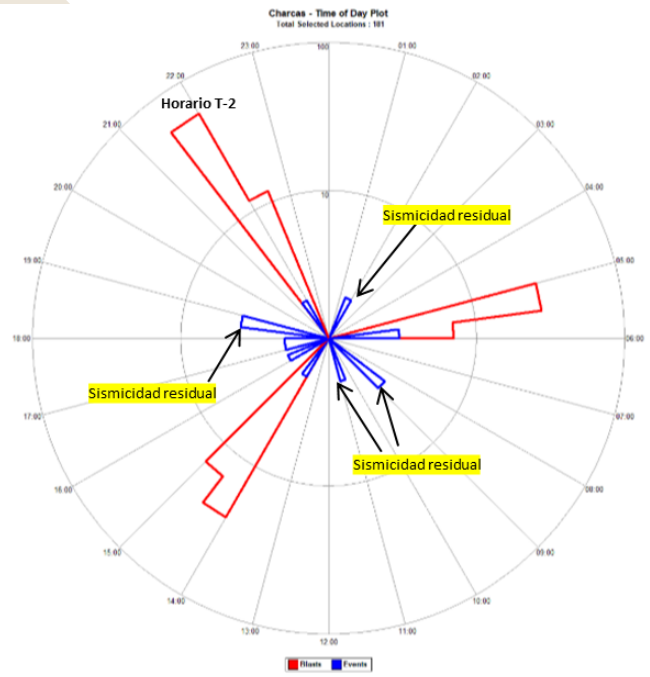


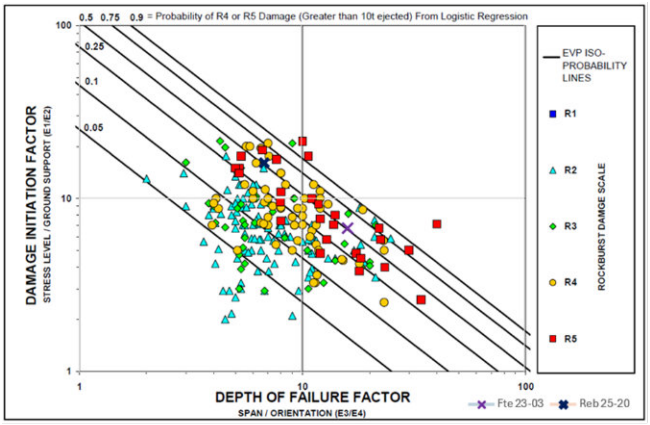
Gráfico 7. Roseta en la que se muestran los eventos sísmicos (color azul) y voladuras (color rojo).

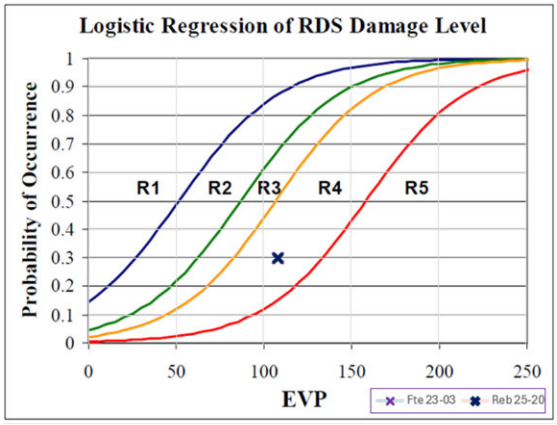
Los gráficos anteriores sirven como referencia, se procedió a realizar la estimación de la escala de daño (RDS) para las obras Fte 23-03 y el Reb 25-20 con el soporte instalado actualmente (concreto lanzado y anclaje de varilla corrugada en conjunto con malla electrosoldada) y el soporte adecuado basada en la metodología desarrollada por Potvin & Hudyma (2006, p. 2-5). Para determinar lo anterior, se establecieron las condiciones de esfuerzos (E1), capacidad del soporte utilizado (E2), ancho de obra (E3) y la influencia de estructuras geológicas (E4), dando como resultado categoría R4 y R3.

Tabla 1. Tabla con la información utilizada para calcular la escala de riesgo en las que se encuentran las obras Fte 23-03 y Reb 25-20.

VARIABLE	VALORES SOPORTE ACTUAL	VALORES SOPORTE ADECUADO
E1	34	34
E2	5	10
E3	8	8
E4	1	1
CATEGORÍA	**R4**	**R3**

Utilizando los gráficos (gráfico 8 y 9) propuestos por Potvin & Hudyma , se pudo obtener la siguiente información.

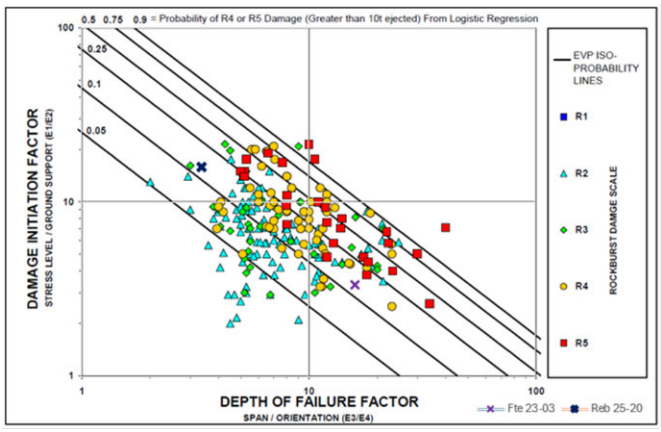


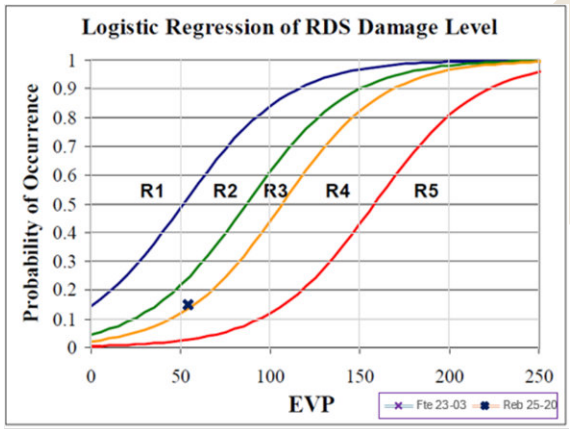


ROCKBURST DAMAGE SCALE	ROCK MASS DAMAGE	SUPPORT DAMAGE
R1	NO ROCK MASS DAMAGE OR MINOR LOOSE ROCK DISLODGED	NO DAMAGE TO THE SUPPORT SYSTEM
R2	MINOR DAMAGE, LESS THAN 1 TON DISPLACED	SUPPORT SYSTEM IS LOADED, LOOSE IN MESH, PLATES DEFORMED
R3	1-10 TON DISPLACED	SOME BROKEN BOLTS
R4	10-100 TON DISPLACED	MAJOR DAMAGE TO SUPPORT SYSTEM
R5	100+ TON DISPLACED	COMPLETE FAILURE OF SUPPORT SYSTEM

Categoría del Reb. 25-20 y Fte 23-03

Gráfico 8. Gráficos en los que se puede visualizar la categoría en la que se encuentran el Reb 25-20 y Fte 23-03 con el soporte instalado actualmente (concreto lanzado y anclaje en conjunto con malla electrosoldada).





ROCKBURST DAMAGE SCALE	ROCK MASS DAMAGE	SUPPORT DAMAGE
R1	NO ROCK MASS DAMAGE OR MINOR LOOSE ROCK DISLODGED	NO DAMAGE TO THE SUPPORT SYSTEM
R2	MINOR DAMAGE, LESS THAN 1 TON DISPLACED	SUPPORT SYSTEM IS LOADED, LOOSE IN MESH, PLATES DEFORMED
R3	1-10 TON DISPLACED	SOME BROKEN BOLTS
R4	10-100 TON DISPLACED	MAJOR DAMAGE TO SUPPORT SYSTEM
R5	100+ TON DISPLACED	COMPLETE FAILURE OF SUPPORT SYSTEM

Categoría del Reb. 25-20 y Fte 23-03

Gráfico 9. Gráficos en los que se puede visualizar la categoría en la que se encuentran el Reb 25-20 y Fte 23-03 con el soporte propuesto (concreto lanzado, anclaje en conjunto con malla electrosoldada y cables de pre-esfuerzo).

Conclusiones

- La sismicidad que se presentó y fue detectada por el sistema de monitoreo micro sísmico cercana al Reb 25-20 y Fte 23-03, está directamente relacionada con la producción o extracción de mineral en dicho rebaje.
- De acuerdo con el análisis de energía liberada por las ondas S y P, el valor medio estimado es de 8.39, lo cual indicaría que la zona está en la categoría de fallo en la que se combinan el corte con un componente de dilatación.
- El estudio da como resultado que existen eventos micro sísmicos hasta 4 horas posteriores a los eventos de voladuras cercanas al rebaje de interés.
- Será necesario colocar cables de pre-esfuerzo sobre la Fte 23-03 para reducir la probabilidad de afectación por eventos micro sísmicos posteriores y, además, monitorear semanalmente con puntos de control o escaneos para asociar la deformación en la obra con la magnitud momento de los eventos micro sísmicos cercanos a dicha obra.
- Se deberá cambiar el volumen de extracción (bajar de 750 ton planeadas en promedio a 500 ton por semana) y/o secuencia de minado del Reb 25-20 y así mitigar la sobre explotación del rebaje.
- Establecer que la cantidad de explosivo por voladura sea máxima de 200 kg, debido a que eventos de voladura con explosivo mayor a 200 kg generan un incremento en la vibración y generación de ondas debido a la deflagración y alta intensidad del ANFO.
- Para poder confirmar que el mecanismo es realmente el movimiento o desplazamiento de una zona de falla producto de la operación minera, será necesario realizar un análisis de momentos focales (Gibowicz & Kijko, 1994, p. 176-223) y tener la certeza si corresponde a un movimiento de una estructura y el tipo de desplazamiento.

Agradecimientos

En primera instancia quiero agradecer a todo el equipo de mecánica de rocas de la unidad Charcas, a Jesús Heberto Arriaga de la Cerda y Alejandra Aranda Hernandez, por haber facilitado la realización de este documento y por el apoyo en todo momento. También quiero dar gracias a mis líderes en Grupo México (IMMSA), licenciado Alfonso Javier Ventura Nevares (director IMMSA), ingeniero Rafael Cano Martin (subdirector de planeación IMMSA), ingeniero Érick Delgado Corona (gerente Unidad Charcas), al equipo de ESG Solutions en especial a Carlos Briceño por el soporte técnico y finalmente, agradecer a mi familia por el tiempo y apoyo incondicional.

Referencias

BIBLIOGRAPHYAskaripour, M., Saeidi, A., Rouleau, A., & Mercier-Langevin, P. (2022). Rockburst in undergroundexcavations: A review of mechanism, classification, and prediction methods.Underground Space, 577-607.

Cai, M., & Kaiser, P. (2018).Rockburst Support(Vol. 1: Rockburst phenomenon and support characteristics). Sudbury, Ontario: MIRARCO at Laurentian University.

Cai, M., Kaiser, P., & C.D., M. (2001). Quantification of rock mass damage in underground excavations from microseismic event monitoring.International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences(38), 1135-1145.

Gibowicz, S., & Kijko, A. (1994).An Introduction to Mining Seismology.San Diego: Academic Press, Inc.

Hudyma, M., & Potvin, Y. (2010). An Engineering Approach to Seismic Risk Management in Hardrock Mines.Rock Mechanics and Rock Engineering, 1-20.

J. Mendecki, A. (2023). Seismic Ground Motion Alerts for Mines.Journal of Seismology, 27, 599-608.

Potvin, Y., & Hudyma, M. (2006). Evaluating Rockburst Damage Potential in Underground Mining.

Villaescusa, E., Thompson, A., & Windsor, C. (2018). Probabilisticestimate of rock mass static and dynamic demands for underground excavation stabilisation.Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering(11), 481-493.

METALURGIA

Impacto de la Clasificación de Consecuencia en el Diseño de Infraestructura Hidráulica para Presas de Jales

Yazmin Azalea Acosta Rodríguez, Eduardo Ang Lugo

Ausenco
yazmin.acosta@ausenco.com

Resumen

La seguridad de las presas de jales es un componente crítico en la gestión de residuos mineros, especialmente en lo que respecta al diseño y operación de su infraestructura hidráulica. Esta incluye canales de desvío, sistemas de drenaje y obras de control de avenidas, cuya capacidad debe responder a escenarios de riesgo definidos por la clasificación de consecuencia de la presa.

Este estudio analiza cómo dicha clasificación, que considera el impacto potencial de una falla en términos de vidas humanas, daño ambiental y pérdidas económicas, influye directamente en el diseño hidráulico y en la operación del proyecto minero. Se comparan los criterios establecidos por normativas mexicanas (NOM-141-SEMARNAT, (2003) y NMX-AA-175-SCFI,(2015)) con estándares internacionales como los de la Canadian Dam Association (CDA,(2019)) y el Global Industry Standard on Tailings Management (GISTM, (2020).

Mediante ejercicios técnicos en tres zonas hidrológicas representativas de México, se evaluaron caudales, volúmenes de almacenamiento y dimensiones de canales de desvío bajo distintos niveles de clasificación. Los resultados muestran que una clasificación más alta implica diseños más complejos, mayores exigencias técnicas y operativas, y un incremento sustancial en los costos de inversión, mantenimiento y monitoreo.

Además, se identificó que las presas con clasificación alta o extrema requieren seguros más costosos, debido al mayor riesgo asociado, lo que impacta directamente en la viabilidad financiera del proyecto. Por ello, se recomienda integrar la clasificación de consecuencia como criterio rector desde las etapas tempranas del diseño, adoptar estándares internacionales para fortalecer la seguridad y considerar el cambio climático como variable crítica en el dimensionamiento hidráulico.

1. Introducción

Las presas de jales son componentes esenciales en la gestión de residuos mineros, cuya seguridad estructural y funcionalidad operativa dependen en gran medida del diseño adecuado de su infraestructura de manejo de agua. Esta infraestructura incluye canales de desvío, sistemas de drenaje, vertedores y obras de control de avenidas, todos los cuales desempeñan un papel crítico en la estabilidad física de la presa y en la mitigación de riesgos ambientales y sociales ante posibles fallas.

Uno de los factores determinantes en el diseño hidráulico de estas estructuras es la clasificación de consecuencia, la cual se refiere al nivel de impacto que tendría una falla de la presa en términos de pérdida de vidas humanas, daño ambiental y afectación económica. Esta clasificación no solo condiciona los parámetros técnicos del diseño, sino que también influye en la operación, monitoreo, mantenimiento y gestión financiera del proyecto minero.

En México, la clasificación de consecuencia está regulada principalmente por la NOM-141-SEMARNAT-2003 y la NMX-AA-175-SCFI-2015, mientras que estándares internacionales como las Dam Safety Guidelines de la Canadian Dam Association (CDA) y el Global Industry Standard on Tailings Management (GISTM) ofrecen enfoques más rigurosos y detallados, que elevan los niveles de exigencia técnica y de gobernanza.

Este artículo analiza cómo la clasificación de consecuencia afecta el diseño y operación de la infraestructura hidráulica en presas de jales, comparando los requerimientos establecidos en normativas mexicanas con los lineamientos internacionales. Se abordan las implicaciones técnicas, económicas y operativas derivadas de una clasificación más estricta, incluyendo el impacto en la complejidad del diseño, los costos de seguros y la sostenibilidad del proyecto. El objetivo es

proponer recomendaciones que fortalezcan la seguridad y resiliencia de estas estructuras en el contexto minero mexicano.

2. Metodología

Enfoque del estudio

El presente trabajo se fundamenta en el análisis técnico de la infraestructura de manejo de agua en presas de jales, con énfasis en el impacto que tiene la clasificación de consecuencia sobre el diseño hidráulico. Para ello, se utilizó como parámetro principal la Avenida de Entrada de Diseño (Inflow Design Flood, IDF), definida por la Canadian Dam Association (CDA) como el evento de avenida de mayor magnitud para el cual una presa y sus estructuras asociadas deben ser diseñadas, con el fin de garantizar su estabilidad y funcionalidad bajo condiciones hidrológicas extremas.

Desarrollo de ejercicios técnicos

Los ejercicios desarrollados se basan en proyectos reales ubicados en distintas regiones del país, lo que permite representar condiciones prácticas y contextos operativos específicos. Se simularon escenarios de diseño en tres zonas hidrológicas representativas, conforme a la clasificación establecida en la NOM-141-SEMARNAT-2003. Los cálculos hidráulicos se realizaron bajo el supuesto de que el escurrimiento proveniente de las cuencas aguas arriba sería desviado mediante canales, mientras que el volumen generado por la cuenca propia de la presa sería contenido dentro del vaso. Para ello, se dimensionaron los siguientes componentes:

- **Canales de desvío:** Secciones hidráulicas diseñadas para conducir el caudal asociado al IDF, considerando parámetros como pendiente longitudinal, rugosidad (coeficiente de Manning) y caudal de diseño.
- **Volumen de almacenamiento en el vaso:** Estimaciones del volumen requerido para contener el escurrimiento generado por el IDF dentro de la cuenca propia de la presa.

Zonas hidrológicas consideradas

Los ejercicios se aplicaron en tres zonas climáticas contrastantes (seca, húmeda y ciclónica), seleccionadas conforme a la clasificación oficial de la NOM-141, con el objetivo de representar condiciones hidrológicas diversas. Para cada zona se consideraron:

- Precipitación Máxima Probable (AMP)
- Láminas de precipitación máxima en 24 horas
- Probabilidad Anual de Excedencia, según la clasificación de consecuencia

Clasificación de consecuencia aplicada

Cada ejercicio fue evaluado bajo cinco niveles de clasificación de consecuencia: baja, significante, alta, muy alta y extrema. Para cada nivel se analizaron:

- Requerimientos hidráulicos específicos según el nivel de riesgo
- Variaciones en las dimensiones de los canales de desvío
- Cambios en el volumen de almacenamiento requerido en el vaso
- Periodos de retorno exigidos por cada normativa

Criterios de comparación

Los resultados obtenidos se compararon en función de:

- Capacidad hidráulica de los canales de desvío
- Volumen de almacenamiento requerido en el vaso
- Sensibilidad del diseño ante cambios en la clasificación de consecuencia

3. Resultados

Se evaluaron distintos proyectos localizados en distintas zonas hidrológicas clasificadas de acuerdo con la NOM-141-SEMARNAT con el objetivo de evaluar el impacto de la clasificación de consecuencia en el diseño de infraestructura de manejo de agua en presa de jales.

Específicamente, se evaluaron dos casos de infraestructura de manejo de agua para uniformizar las condiciones de análisis. Se planteó un canal de desvío para interceptar el escurrimiento superficial proveniente de las cuencas aguas arriba, evitando su ingreso al vaso de la presa de jales. Adicionalmente, se estimó el volumen de agua que debe ser ma-

nejado dentro del vaso, correspondiente al escurrimiento generado por su cuenca propia, considerando el concepto de Avenida de Entrada de Diseño (Inflow Design Flood, IDF por sus siglas en inglés).

La IDF, según la definición de la Canadian Dam Association (CDA), representa el evento de avenida de mayor magnitud para el cual una presa y sus estructuras asociadas deben ser diseñadas, con el objetivo de garantizar su estabilidad estructural y funcionalidad bajo condiciones hidrológicas extremas. Este parámetro se determina en función de la clasificación de consecuencia, y se expresa mediante una probabilidad anual de excedencia o como la Avenida Máxima Probable (AMP) en casos de clasificación extrema.

Cada normativa aborda el IDF de manera diferenciada:

- **CDA** establece rangos de probabilidad de excedencia que van desde 1/100 para presas de baja consecuencia hasta la AMP para presas de consecuencia extrema. La interpolación entre valores se realiza conforme a criterios técnicos definidos en sus guías de seguridad.
- **GISTM** adopta un enfoque más conservador, asignando valores específicos de probabilidad de excedencia para cada nivel de clasificación, desde 1/200 hasta 1/10,000, promoviendo diseños más robustos y resilientes ante eventos extremos.
- **NMX-AA-175-SCFI-2015** propone valores similares a GISTM, aunque con menor resolución en los niveles intermedios. Para este estudio, se asumió que el valor de 1/100,000 corresponde a la AMP, aunque esta no tiene una probabilidad anual de excedencia definida.

La aplicación del IDF en el diseño hidráulico permite dimensionar adecuadamente tanto los canales de desvío como el volumen de almacenamiento requerido en el vaso, asegurando que la presa pueda manejar eventos hidrológicos extremos sin comprometer su integridad ni generar riesgos aguas abajo.

Los cálculos se realizaron mediante modelación hidrológica con HEC-HMS, considerando láminas de precipitación de diseño, áreas de aportación, parámetros temporales y parámetros de infiltración derivados del método del Número de Cuerva (CN).

Láminas de precipitación de diseño

Las láminas de precipitación fueron determinadas para cada clasificación de consecuencia según los criterios de CDA, GISTM y NMX-175. Se observó una correlación directa entre el nivel de consecuencia y el incremento en la lámina de precipitación, lo que implica mayores exigencias en capacidad de conducción y almacenamiento. Las Tablas 1,2 y 3 muestran las láminas de acuerdo con cada normativa o estándar analizado.

Tabla 1 Láminas de precipitación de diseño de acuerdo con la clasificación de consecuencia establecida por CDA

Clasificación de consecuencia	Probabilidad Anual de Excedencia	Lámina de Precipitación (mm)		
		Caso zona seca	Caso zona húmeda	Caso zona ciclónica
Baja	1/100	110	123	269
Significante	Entre 1/100 y 1/1,000	121	143	314
Alta	1/3 entre 1/1,000 y la AMP	212	250	503
Muy alta	2/3 entre 1/1,000 y la AMP	294	337	648
Extremo	AMP	375	425	793

Notas: AMP: Avenida Máxima Probable
De acuerdo con CDA, la interpolación simple de probabilidades de excedencia más allá de 103 no es aceptable, la AMP no tiene probabilidad anual de excedencia asociado

Tabla 2 Láminas de precipitación de diseño de acuerdo con la clasificación de consecuencia establecida por GISTM

Clasificación de consecuencia	Probabilidad Anual de Excedencia	Lámina de Precipitación (mm)		
		Caso zona seca	Caso zona húmeda	Caso zona ciclónica
Baja	1/200	117	127	296
Significante	1/1,000	131	162	359
Alta	1/2,475	134	169	370
Muy alta	1/5,000	140	190	425
Extremo	1/10,000	151	202	455

Tabla 3 Láminas de precipitación de diseño de acuerdo con la clasificación de consecuencia establecida por NMX-175-XXX-SCFI

Clasificación de consecuencia	Probabilidad Anual de Excedencia	Lámina de Precipitación (mm)		
		Caso zona seca	Caso zona húmeda	Caso zona ciclónica
Baja	1/1,000	131	162	359
Media	1/10,000	151	202	455
Alta	1/100,000	375	425	793

Notas:
Para el caso de este estudio, se asume 1/100,000 igual a la AMP, haciendo notar que la AMP no cuenta con una probabilidad anual de excedencia asociada, sin embargo, no se cuenta con un análisis de frecuencias para la obtención de esta lámina de precipitación

Caudales de diseño

En la siguiente REF _Ref204864918 \h * MERGEFORMATTabla4 se muestran las áreas de drenaje de aportación al canal y el área de la cuenca propia de cada presa para cada uno de los casos analizados, así como su Número de Curva ponderado en base a la caracterización del uso de suelo y cobertura vegetal y su grupo edafológico.

Tabla 4 Áreas de drenaje de aportación a las estructuras de análisis para los casos de estudio

Caso de estudio	Área de aportación al canal de desvío (km^2)	Número de Curva (adimensional)	Área cuenca propia (km^2)	Número de Curva (adimensional)
Caso zona seca	0.2	85	0.31	98
Caso zona húmeda	13.8	83	10.1	98
Caso zona ciclónica	2.22	60	0.31	98

Considerando las láminas de precipitación para las distintas Probabilidades de Excedencia y las áreas de aportación para cada caso de estudio, se estimaron los caudales y volúmenes máximos de diseño utilizando HEC-HMS como software de modelación hidrológica.

Los caudales pico obtenidos para cada escenario muestran un incremento significativo conforme aumenta la clasificación de consecuencia. Por ejemplo, en la zona húmeda, el caudal de diseño para clasificación baja fue de 176 m^3/s, mientras que para clasificación extrema alcanzó los 803.8 m^3/s. Este comportamiento se repite en las otras zonas, evidenciando la sensibilidad del diseño hidráulico ante variaciones en el nivel de riesgo.

Para fines de este artículo, se mostrarán los resultados obtenidos en base a la clasificación de consecuencia de la CDA solamente. La REF _Ref204864974 \h * MERGEFORMATTabla5 muestra los caudales de diseño de acuerdo con la Probabilidad Anual de Excedencia indicada por la CDA. El REF _Ref204865075 \h * MERGEFORMATGráfico1 muestra la relación entre los caudales de diseño y la clasificación de consecuencia.

Tabla 5 Caudales de diseño de acuerdo con la clasificación de consecuencia

Clasificación de consecuencia	Probabilidad Anual de Excedencia	Caudales de diseño (m^3/s)		
		Caso zona seca	Caso zona húmeda	Caso zona ciclónica
Baja	1/100	4.8	176.0	94.4
Significante	Entre 1/100 y 1/1,000	5.5	217.4	120.1
Alta	1/3 entre 1/1,000 y la AMP	11.0	441.3	232.3
Muy alta	2/3 entre 1/1,000 y la AMP	15.9	622.4	319.1
Extremo	AMP	20.6	803.8	405.3

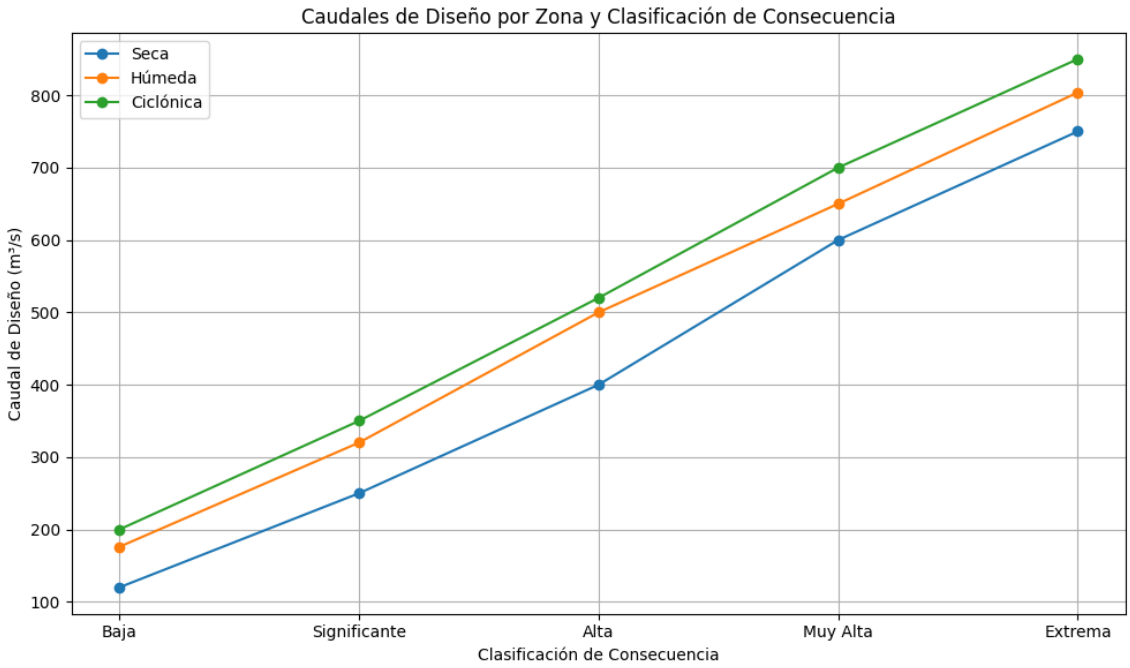


Gráfico 1 Caudales de diseño por zona y clasificación

Diseño de canales de desvío

Considerando los caudales estimados, se diseñaron canales trapezoidales para cada caso utilizando el método de Manning, considerando parámetros constantes de pendiente (1%), taludes (1:1), bordos libres (0.30 m) y rugosidad de Manning (n = 0.018). Las dimensiones de los canales aumentan proporcionalmente con el caudal de diseño. En la zona ciclónica, por ejemplo, la base menor del canal para clasificación baja fue de 7.0 m, mientras que para clasificación extrema se requirió una base de 8.0 m y altura de 4.0 m. Las Tablas 6,7 y 8 muestran las dimensiones para los canales para el caso de zona seca, húmeda y ciclónica respectivamente. Los Gráficos 2 y 3 muestran la relación entre la altura y la base menor de los canales respecto a la clasificación por consecuencia.

Tabla 6 Dimensiones del canal de desvío para el caso zona seca

Clasificación de consecuencia	Probabilidad Anual de Excedencia	Base menor (m)	Altura (m)	Carga hidráulica (m)
Baja	1/100	1.5	1.0	0.7
Significante	Entre 1/100 y 1/1,000	1.5	1.0	0.7
Alta	1/3 entre 1/1,000 y la AMP	3.0	1.1	0.7
Muy alta	2/3 entre 1/1,000 y la AMP	3.0	1.3	0.9
Extremo	AMP	3.0	1.5	1.1

Tabla 7 Dimensiones del canal de desvío para el caso zona húmeda

Clasificación de consecuencia	Probabilidad Anual de Excedencia	Base menor (m)	Altura (m)	Carga hidráulica (m)
Baja	1/100	10.0	2.5	2.0
Significante	Entre 1/100 y 1/1,000	10.0	2.5	2.2
Alta	1/3 entre 1/1,000 y la AMP	13.0	3.5	2.9
Muy alta	2/3 entre 1/1,000 y la AMP	13.0	4.0	3.6
Extremo	AMP	15.0	4.2	3.9

Tabla 8 Dimensiones del canal de desvío para el caso zona ciclónica

Clasificación de consecuencia	Probabilidad Anual de Excedencia	Base menor (m)	Altura (m)	Carga hidráulica (m)
Baja	1/100	7.0	2.0	1.7
Significante	Entre 1/100 y 1/1,000	7.0	2.5	1.9
Alta	1/3 entre 1/1,000 y la AMP	8.0	3.0	2.6
Muy alta	2/3 entre 1/1,000 y la AMP	8.0	3.5	3.2
Extremo	AMP	8.0	4.0	3.6

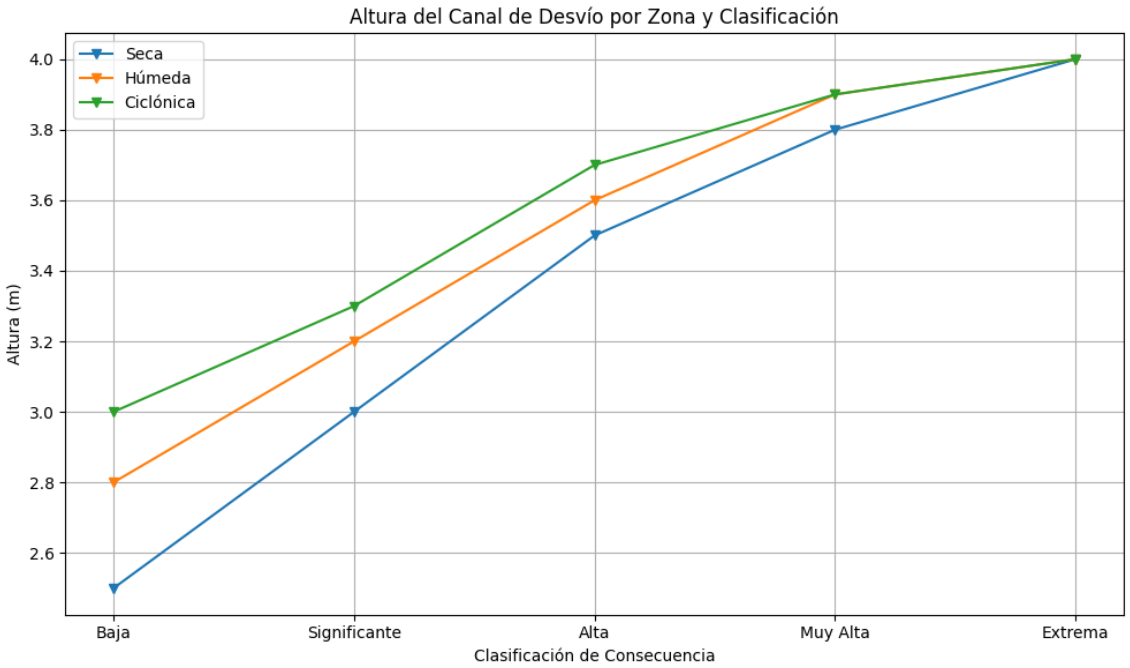


Gráfico 2 Altura del canal de desvío por zona y clasificación

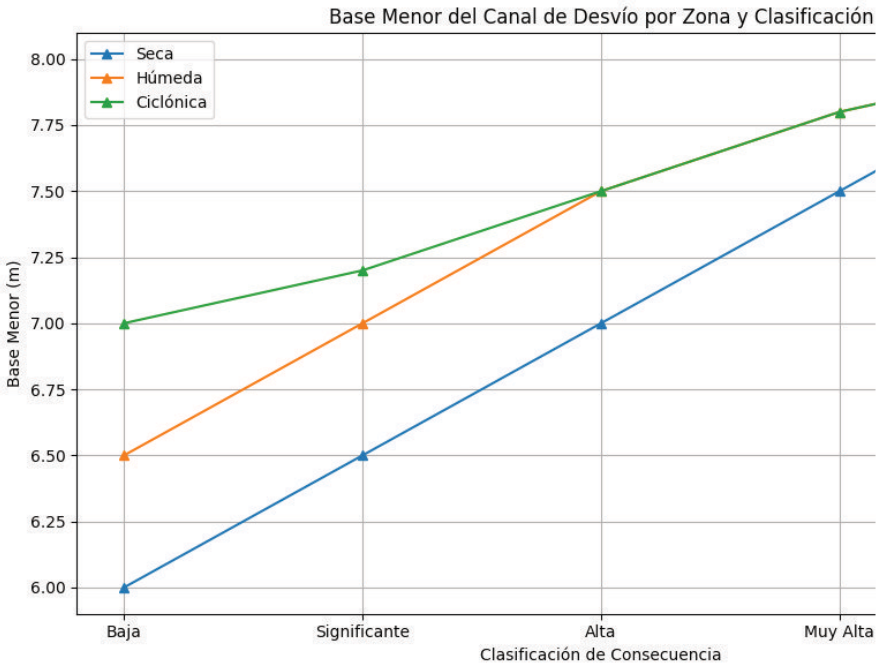


Gráfico 3 Base menor del canal de desvío por zona y clasificación

Volúmenes de almacenamiento en el vaso

Los volúmenes requeridos para contener el IDF dentro del vaso también se incrementan con la clasificación de consecuencia. En la zona húmeda, el volumen de diseño pasó de 1.18 millones de m^3 para clasificación baja a 4.23 millones de m^3 para clasificación extrema. Este incremento tiene implicaciones directas en el dimensionamiento del vaso y en la estabilidad estructural de la presa. La Tabla 9 muestra los volúmenes estimados para cada clasificación de consecuencia y el Gráfico 4 la relación que existe entre los volúmenes y la clasificación de consecuencia para cada caso de estudio.

Tabla 9 Volúmenes de almacenamiento de acuerdo con la clasificación de consecuencia

Clasificación de consecuencia	Probabilidad Anual de Excedencia	Volúmenes de diseño (m^3)		
		Caso zona seca	Caso zona húmeda	Caso zona ciclónica
Baja	1/100	32,200	1,181,600	81,500
Significante	Entre 1/100 y 1/1,000	35,600	1,383,300	95,300
Alta	1/3 entre 1/1,000 y la AMP	63,800	2,463,200	153,800
Muy alta	2/3 entre 1/1,000 y la AMP	89,200	3,341,700	198,600
Extremo	AMP	114,300	4,229,300	243,500

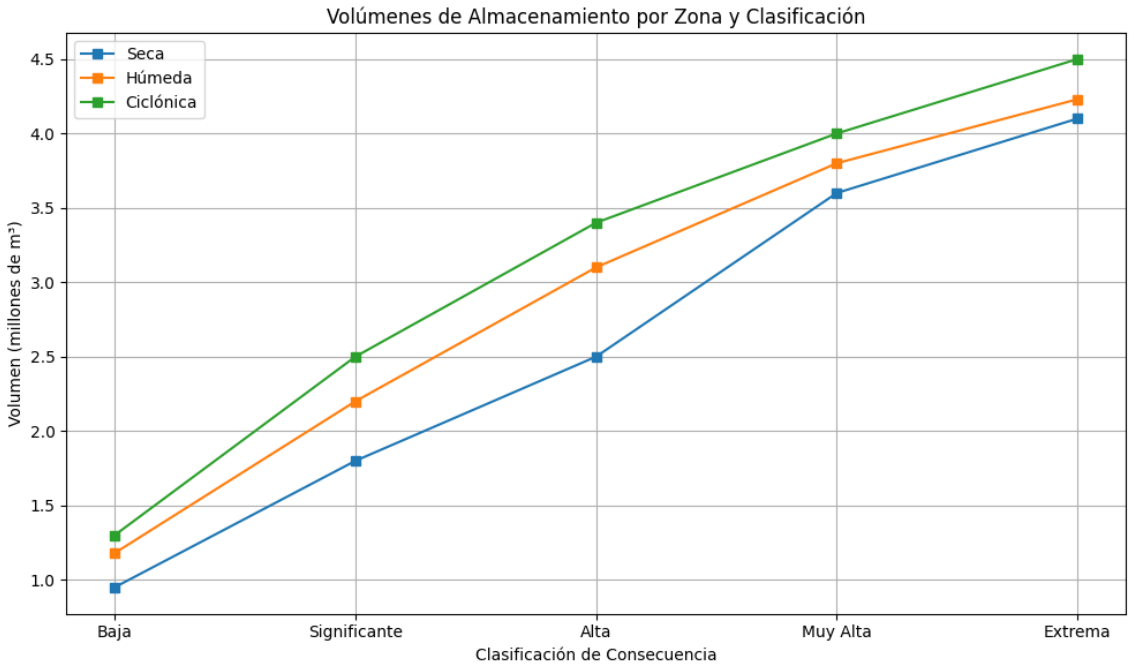


Gráfico 4 Volúmenes de almacenamiento por zona y clasificación

Conclusiones

El análisis realizado demuestra que la clasificación de consecuencia no solo influye en el diseño hidráulico de las presas de jales, sino que tiene implicaciones profundas en la operación, gestión de riesgos y viabilidad económica de los proyectos mineros.

Desde el punto de vista técnico, una clasificación más alta exige infraestructura hidráulica más robusta, con mayores capacidades de conducción y almacenamiento, lo que incrementa la complejidad del diseño, la necesidad de monitoreo especializado y la frecuencia de mantenimiento. Esto se traduce en mayores costos de inversión y operación, así como en una planificación más rigurosa para garantizar la seguridad estructural y ambiental.

En términos operativos, las presas clasificadas como de alta o extrema consecuencia requieren una gestión más estricta del agua, incluyendo sistemas redundantes, protocolos de emergencia y cumplimiento con estándares internacionales como GISTM y CDA, lo cual puede afectar los cronogramas de construcción y operación del proyecto.

Además, existe un impacto directo en la gestión financiera del proyecto. Las presas con clasificación alta o extrema suelen estar sujetas a seguros más costosos, debido al mayor riesgo potencial de afectaciones humanas, ambientales y económicas. Esto implica que la clasificación de consecuencia debe ser considerada desde las etapas tempranas del proyecto, como parte integral del análisis de riesgo y del modelo financiero.

Finalmente, se recomienda:

- Integrar la clasificación de consecuencia no solo como requisito normativo, sino como criterio rector en todas las etapas del ciclo de vida del proyecto minero, así como herramienta de gestión de riesgos.
- Adoptar estándares internacionales en proyectos mexicanos puede elevar significativamente el nivel de seguridad y sostenibilidad de las presas de jales, y facilitar la aceptación por parte de inversionistas, aseguradoras y comunidades.
- Es necesario fortalecer la aplicación de las normativas mexicanas y estándares internacionales, especialmente en etapa de diseño incorporando análisis de riesgo mas detallados y escenarios de falla creíbles más exigentes.

- Relacionar las normativas aplicables a presas de jales con lo establecido por CONAGUA en relación con zonas federales.
- Evaluar el impacto del cambio climático en el diseño hidráulico, especialmente en presas con alta clasificación, donde los eventos extremos pueden comprometer la estabilidad de la infraestructura.

Agradecimientos

Los autores agradecen a Ausenco por el respaldo técnico y profesional brindado durante el desarrollo de este estudio, así como por fomentar una cultura de excelencia en ingeniería y gestión de riesgos en proyectos mineros.

Referencias citadas

CDA. 2019, Application of Dam Safety Guidelines to Mining Dams.

GISTM. 2020, Global Industry Standard on Tailings Management.

Secretaría de Economía. 2015, NMX-AA-175-SCFI-2015, Operación segura de presas. Parte 1.- Análisis de riesgo y clasificación de presas.

SEMARNAT. 2003, Norma Oficial Mexicana NOM-141-SEMARNAT-2003, Que estabelece el procedimento para caracterizar los jales, así como las especificaciones y criterios para la caracterización y preparación del sitio, proyecto, construcción, operación y post-operación de presa.

Impacto en la Operación del Molino SAG 30´x14.1´ en Minera Buena Vista del Zinc por el Reemplazo del Sistema de Descarga Radial por Descargador Curvo

Autores: Enrique Alberca, Emilio Borja, David Garcia

Entidad de Adscripción:
Metso S. A. de C. V.
Correo Electrónico:
enrique.alberca@metso.com

RESUMEN

El objetivo principal de este proyecto fue evaluar el impacto del nuevo descargador curvo, que reemplazó al descargador radial, en la producción del molino SAG 30'x14.1'. Se pretendía determinar si este cambio resultaba positivo o negativo para alcanzar los objetivos de producción. Se realiza un análisis descriptivo de ambos diseños de descargadores, también usamos datos históricos de la planta para conseguir un monitoreo de los principales parámetros de producción tomado como base un análisis comparativo de un antes y después de la instalación del nuevo sistema de descarga.

Originalmente, el molino SAG estaba equipado con elevadores radiales de pulpa desde sus inicios de la operación de la planta el 15 de enero del 2024. Estos presentaban un elevado volumen de carga recirculante en el interior de la cámara, lo que resultaba en un gran desgaste en la bandeja inferior y limitaba el tonelaje. Para abordar estos problemas, se propuso el uso de un descargador curvo, fueron ejecutadas una opción basada en la modelización tridimensional de elementos discretos (3D DEM) y simulaciones hidrodinámicas de partículas suavizadas (SPH) a partir de un software especial de Metso con tres objetivos principales: predecir la dinámica de la carga, los patrones de desgaste esperados y la eficiencia de la descarga reflejada en las variables de operación. La solución de implementar los descargadores curvos fue seleccionada e implementada el 06 de julio de 2024.

Los resultados encontrados tras la instalación de los elevadores de pulpa curvo confirmaron, una reducción en la intensidad del desgaste de los elevadores de pulpa exteriores. Además, de un beneficio en los principales parámetros de procesos y resaltando un ahorro considerable de energía

ABSTRACT

The main objective of this project was to evaluate the impact of the new curved discharge, which replaced the radial discharge, on the production of the 30'x14.1' SAG mill. The objective was to determine whether this change was positive or negative in achieving production targets. A descriptive analysis of both unloader designs is performed, we also used historical data from the plant to monitor the main production parameters based on a comparative analysis of a before and after the installation of the new discharge system.

Originally, the SAG mill was equipped with radial pulp elevators from the start of plant operation on January 15, 2024. These had a high volume of recirculating charge inside the chamber, resulting in high wear on the bottom pan and limiting tonnage. To address these problems, the use of a curved unloader was proposed, an option based on three-dimensional discrete element modeling (3D DEM) and smoothed particle hydrodynamic (SPH) simulations were run from special Metso software with three main objectives: to predict the dynamics of the load, the expected wear patterns and the efficiency of the discharge reflected in the operating variables. The solution of implementing the curved dischargers was selected and implemented on July 06, 2024.

The results found after the installation of the curved pulp elevators confirmed a reduction in the wear intensity of the external pulp elevators. In addition, a benefit in the main process parameters and highlighting a considerable energy saving.

INTRODUCCIÓN

Las instalaciones de Compañía Minera Grupo México - Buena Vista del Zinc (BVZ) se localizan en el norte del Estado de Sonora,

México, aproximadamente a 250 kilómetros (155 millas) al noreste de Hermosillo y a 45 kilómetros (27 millas) al sur de la frontera México/Estados Unidos, a 30° 58′ 15” latitud norte y 110° 19′ 0” de longitud oeste. La topografía de la región en general es montañosa principalmente. La concentradora está equipada con un circuito de conminución SAB compuesto por un molino SAG 30′x14′ 1” - 7,500 kW en circuito cerrado con trituradora de pebble HP4 315 kW (400 HP) seguido por un molino de bolas paralelo 24“x35” 5” - 11,000 kW (Figura 1). El objetivo de la producción es llegar a las 20.000 toneladas por día

Actualmente esta planta procesa minerales de zinc y cobre, lo hace mayormente en campañas establecidos para cada mineral, el comportamiento del proceso al tratar cada uno de estos minerales es ligeramente diferente mayormente por la mayor competencia del mineral de zinc, por lo tanto, en este artículo se hace una evaluación comparativa tanto individual de cada tipo de mineral como en conjunto todo esto en un entorno con descargador radial y descargador curvo separadamente

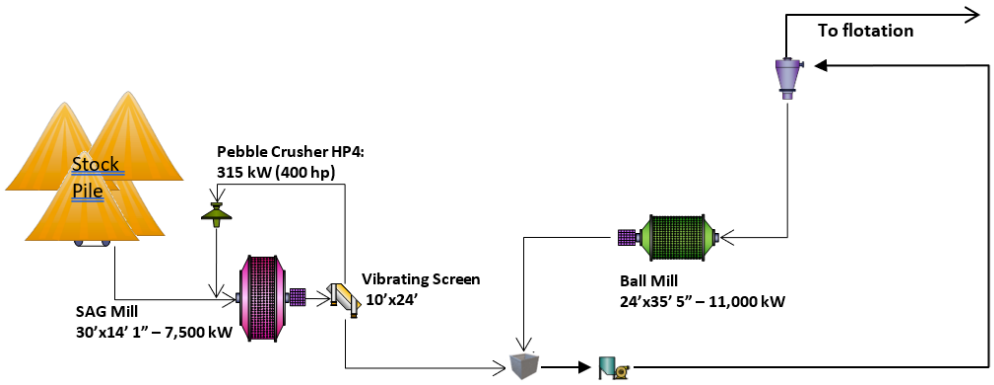


Figura 1: Diagrama esquemático de la planta BVZ de molienda

El objetivo de este proyecto fue evaluar el impacto del nuevo descargador curvo, que reemplazó al descargador radial, en la producción del molino SAG 30’x14.1’. Se pretendía determinar si este cambio resultaba positivo o negativo para alcanzar los objetivos de producción. Se realiza un análisis descriptivo de ambos diseños de descargadores, también usamos datos históricos de la planta para conseguir un monitoreo de los principales parámetros de producción tomado como base un análisis comparativo de un antes y después de la instalación del nuevo sistema de descarga.

Este artículo documenta el nuevo diseño de sistema de descarga en acero, llamado “descargador curvo” ver figura 2, y lo compara con el antiguo diseño radial, también de acero. Se realiza un análisis descriptivo del diseño, utilizando datos históricos de la planta y un monitoreo de los índices de producción durante un periodo de tiempo desde el 15 de enero del 2024 al 14 de octubre del 2024, tomando en cuanta que el descargador curvo fue instalado el 15 de julio del 2024

Un estudio previo referente a ver si los descargadores curvos ahorran energía fue realizado el 2015, por S Ciutina and R J Soriano, para un molino SAG de 9.75m x 4.27m en la mina Masbate Gold, este estudio fie hecho con el objeto de ver si estos descargadores ahorraban energía, y su resultado fue positivo, es decir que los descargadores curvos sí ahorraban energía; actualmente este estudio que estamos desarrollando para BVZ nos enfocamos a todas las variables de operación y determinar su comportamiento cuando se cambian a este tipo de descargadores.

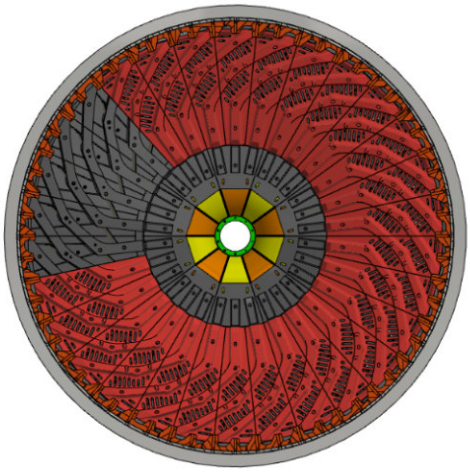


Figura 2: Esquema del descargador curvo para el molino SAG de BVZ

METODOLOGIA

TEORIA DE REVESTIMEINTOS DE MOLIENDA SAG Y SUS DESCARGADORES DE PULPA

En el interior de la cámara de molienda, el molino SAG está revestido con placas de desgaste sujetas por barras elevadoras atornilladas a la carcasa. Las barras elevadoras son esenciales para reducir el deslizamiento de la carga del molino, que provoca un rápido desgaste de los revestimientos y perjudica la acción de molienda. La forma y la geometría de las barras elevadoras, en particular la altura y el ángulo de la cara de ataque, influyen considerablemente en el rendimiento de la molienda y en los índices de desgaste. Las parrillas o grates se utilizan para retener los medios de molienda y los fragmentos grandes de roca, permitiendo el paso de las partículas finas y la pulpa. Las formas de las aberturas de la parrilla pueden ser cuadradas, redondas o ranuradas, con tamaños que varían de 10 a 50 mm. En algunas instalaciones, hay grandes agujeros que varían de 50 a 100 mm en la parrilla, denominados Pebble Ports, que permiten extraer y triturar los pebbles (hasta unos 12-20 mm) antes de su recirculación al molino. La superficie total abierta de la parrilla es de aproximadamente entre 2 y 12% de la sección transversal del molino. (Wills y Finch 2016).

Mientras que la mayor parte de la pulpa que pasa a través de la parrilla se descarga del molino a través del trunion de descarga, una proporción se recircula dentro del sistema de descarga y una pequeña parte fluye de regreso al molino a medida que este gira. El análisis DEM ha ayudado a perfeccionar el diseño del elevador para minimizar el flujo de pulpa (Wills y Finch 2016).

La descarga de un molino está controlada principalmente por las parrillas (grates) y los elevadores de pulpa (pulp lifters). También depende en gran medida del llenado del molino y, en menor medida, de la velocidad, la carga de bolas y las condiciones del molino. A continuación, se describen algunas de las principales variables del proceso: 1) Rejilla o parrillas: área abierta; ángulo; número, tamaño y posición de los orificios. 2) Llenado del molino: llenado total (retención), proporción de agua, carga de bolas, tamaño de las bolas y proporción entre carga y bolas. 3) Velocidad del molino: como porcentaje de la velocidad crítica. 4) Contenido del molino: densidad, distribución del tamaño del contenido, dureza del mineral. 5) Elevadores de pulpa (pulp lifters): tipos y tamaño de los elevadores (Mitchell, 2015).

La figura 3 representa el flujo esquemático de descarga de un molino SAG, y describe el proceso de la pulpa desde su ingreso al molino y todo su proceso hasta su descarga

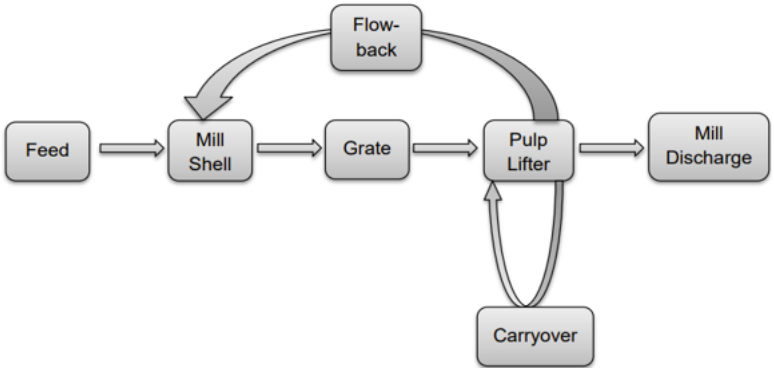


Figura 3: flujo esquemático de descarga de un molino SAG

La figura 4 muestra un desglose clásico de cada parte en la descarga de un molino con parrillas, destacando que los elevadores de pulpa son un factor clave para la descarga del molino. El objetivo de los elevadores de pulpa es producir tasas de descarga máximas limitando el arrastre y el reflujo. El tipo y el tamaño de los elevadores son los dos factores principales que controlan la eficiencia de descarga de los elevadores de pulpa (Latchireddi y Morrell, 1997).

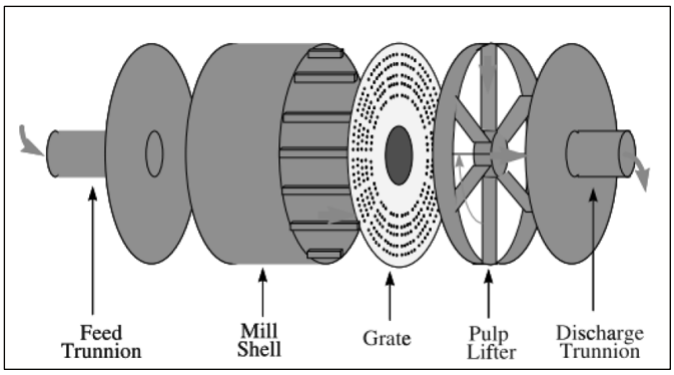


Figura 4 Esquema típico de un molino con descarga de parrilla

La pulpa de partículas más pequeñas que las aberturas de la parrilla se descarga en las cámaras de los elevadores de pulpa. Los elevadores de pulpa, que están dispuestos algunos radialmente, como se muestra en la Figura 4, giran con el molino y elevan la pulpa hacia el trunion de descarga y fuera del molino. Cada cámara de los elevadores de pulpa se vacía antes de su próximo ciclo para crear un gradiente a través de la rejilla para el transporte de la pulpa desde la cámara de molienda hasta las cámaras de los elevadores de pulpa. Hay dos principales tipos de diseño de elevadores de pulpa (ver Figura 4): “radiales” y “curvos” (también conocidos como espirales). El tipo radial (o recto) es más común en la industria de procesamiento de minerales. Si bien la mayor parte de la pulpa que pasa a través de la rejilla se descarga del molino a través del trunion de descarga, una proporción de la pulpa en la cámara del elevador de pulpa fluye de regreso al molino a medida que este gira. Este proceso de reflujo a menudo conduce a una mayor retención de pulpa dentro del molino y, a veces, puede contribuir a la aparición de "acumulación de pulpa", que tiene efectos adversos en el rendimiento de la molienda (Morrell y Kojovic, 1996).

Para mejorar la eficiencia del transporte de pulpa de los elevadores de pulpa, en particular cuando la acumulación de pulpa limita la capacidad, se desarrolló un nuevo concepto de elevador de pulpa de doble cámara (Latchireddi y Morrell, 2003, 2006) y se probó por primera vez en una planta de bauxita (el molino de 7,7 m de diámetro de Alcoa) en Australia Occidental (Morrell y Latchireddi, 2000). En este diseño, la pulpa ingresa primero a la sección expuesta a la rejilla, la cámara de transición, y luego fluye hacia la sección inferior, la cámara de recolección, que no está expuesta a la rejilla. Este mecanismo evita que la pulpa fluya hacia atrás hacia el molino, lo que puede aumentar significativamente la capacidad del molino. El elevador de pulpa turbo de Outotec es un concepto similar. El análisis DEM ha ayudado a refinar el diseño de los elevadores para minimizar el reflujo de pulpa. Con elevadores de pulpa curvos, la rotación del molino no se puede revertir (se utiliza para extender la vida útil del revestimiento); en consecuencia, se emplean perfiles de revestimiento asimétricos diseñados para resistir el desgaste en el lado delantero. (Wills y Finch 2016).

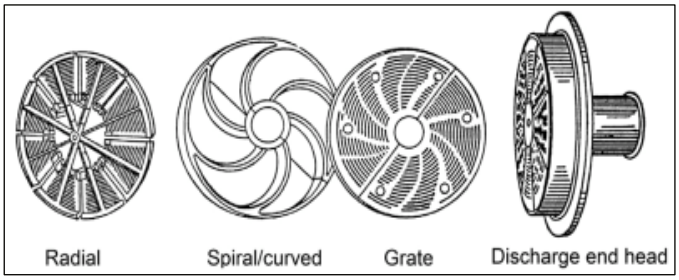


Figura 5 Diseños convencionales de elevadores de pulpa (del libro de Wills).

RESULTADOS

SIMULACIONES COMPARATIVAS PREVIAS A LA INSTALACIÓN, EN DISEÑO RADIAL VS CURVO

El modelo DEM+SPH utilizado para este estudio es el modelo 3D-DEM (Método de elementos discretos) patentado por Metso para la fase sólidos, combinado con el modelo SPH (hidrodinámica de partículas suavizadas) para la fase de pulpa. Al aplicar estas herramientas en múltiples revoluciones de la descarga del molino, se puede determinar la tasa de reciclaje en estado estable de pulpa y sólidos que retornan al molino a través de la parrilla y los que permanecen en sistema de la descarga. Se ha recopilado información durante estas simulaciones para producir gráficos de la descarga del molino que identifican áreas potenciales de alto de desgaste.

Los resultados de la simulación DEM del elevador de pulpa confirmaron que el arrastre se elimina prácticamente con un diseño curvo en comparación con el diseño radial existente y optimizado. Esto es visiblemente evidente en los perfiles de tiempo de residencia. En la Tabla 1, se pueden observar las comparativas de ambos descargadores. Mientras que el diseño radial presenta un 62% de "pan recycling", el diseño curvo no muestra ninguno. Además, mientras el diseño radial tiene un retorno de sólidos del 94%, el diseño curvo elimina todo el reciclaje y presenta 0%. Estas ventajas del descargador curvo, al descargar mineral que ya está molido, podrían ser beneficiosas para el ahorro de energía, un parámetro que evaluaremos en los siguientes párrafos de este artículo.

Tabla1: Simulación comparativa de la pulpa y solidos para los 2 tipos de descargadores

	Radial		Curvo	
	Pulpa	Sólidos	Pulpa	Sólidos
Descarga	95%	94%	100%	100%
Pan recycling	62%	151%	0	0%

En la figura 6, se pueden observar grandes bolsas de partículas que retornan (marcadas en rojo), ocupando espacio en las cavidades del elevador de los diseños radial existente y propuesto, mientras que el diseño curvo propuesto muestra un arrastre de partículas significativamente reducido. Los elevadores de pulpa curvados también presentan una descarga de partículas de la cavidad del elevador más temprana que su equivalente radial (ver figura 7). Mientras que el diseño curvo del elevador de pulpa descarga alrededor de la posición de las 11 en punto, los diseños radiales del elevador de pulpa (ver figura 7) descargan más cerca de la posición de la 2 en punto, lo que permite una mayor cantidad de arrastre.

Además, en el mapa de desgaste, se observa en la figura 6 que en el sistema radial hay desgaste en la cara interior del cono de descarga y en la zona inferior del descargador exterior, donde el material se adhiere, así como en la vena del sistema de descarga. En el sistema curvo, el desgaste se presenta en la misma zona del cono de descarga, así como en la zona de transición (de recto a curvo), mas no se presenta una tasa de desgasta significativa en la zona inferior del descargador exterior si se compara con el radial. Este nuevo patrón de desgaste es favorable para el nuevo sistema curvo.

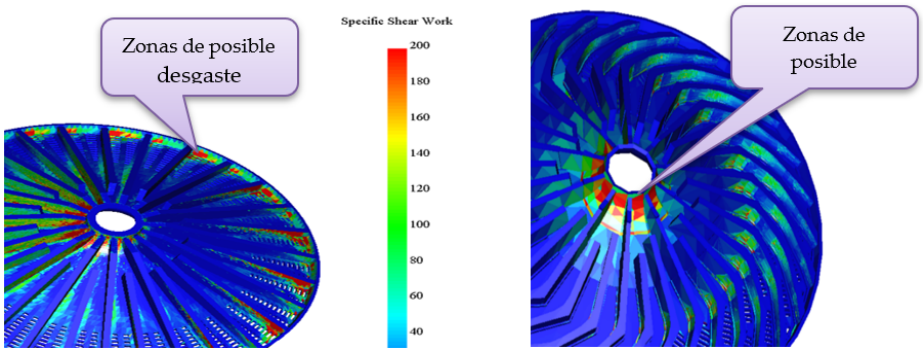


Figura 6: Comparativa de mapa de colores de desgaste en los dos tipos de descargadores, izquierda radial y derecha es curvo

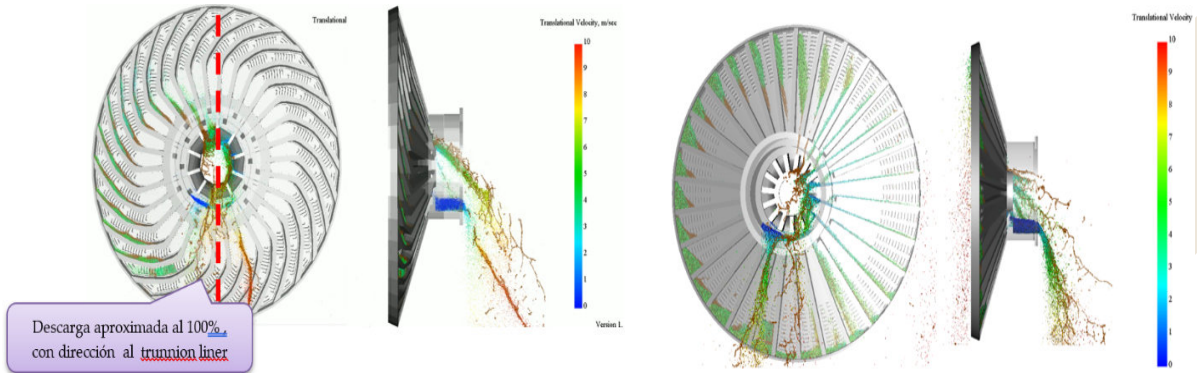


Figura 7: Sistema de descarga radial y curvo

Las Figuras 8 puede verse que mientras el sistema curvo descarga fácilmente la pulpa a la primera rotación del molino, el sistema radial le toma muchas mas revoluciones (como 7 revoluciones) llegar al objetivo; también la recirculación del sistema curvo (línea punteada verde en la misma figura) es casi nula, mientras que el descargador radial (línea punteada en celeste) nos muestra que es creciente.

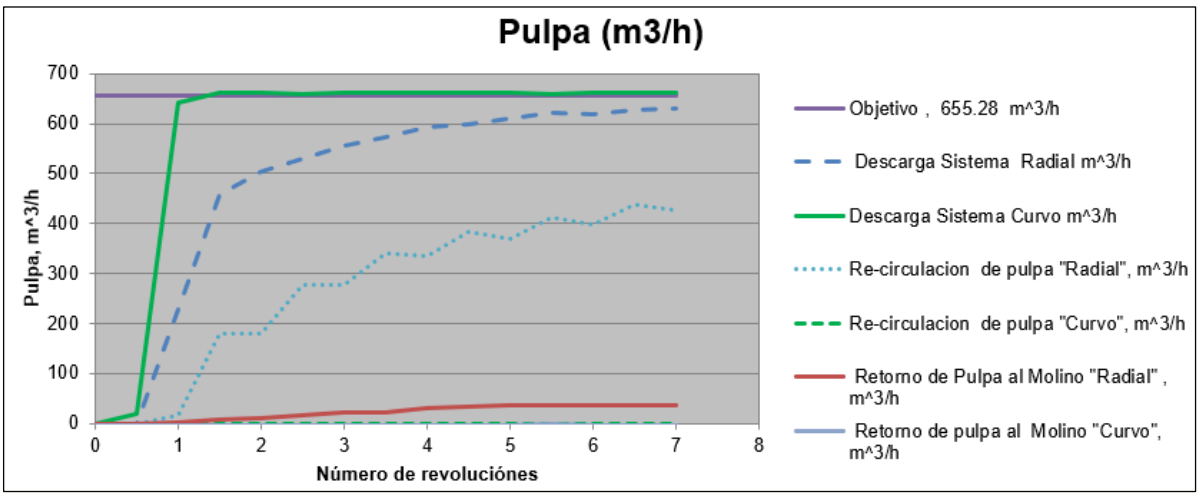


Figura 8: muestra la descarga y re-circulacion

Después de comparar tanto la predicción del desgaste como la capacidad de descarga para todos los diseños, se seleccionó la opción para su implementación. La conversión del diseño radial al curvo se llevó a cabo el 6 de julio de 2024.

El rendimiento de molienda del molino SAG luego del cambio a sistema curvo no se vio afectado; por el contrario, encontramos parámetros ligeramente favorables después de la instalación del diseño curvo. Con un mayor tonelaje en algunas ocasiones, menor peso del molino debido a la disminución de la carga total gracias a la mayor eficiencia de descarga, y un considerable ahorro de energía. Se redujo significativamente o se eliminó el flujo en el interior de la cámara de los elevadores de pulpa, con esto, el patrón de desgaste cambiaría, tal como lo predice la simulación, y la vida útil del actual sistema de descarga duraría más tiempo.

RESULTADOS DE LAS VARIABLES OPERACIONALES DEL CIRCUITO DEL MOLINO SAG

El comparativo de un antes y después se hace en fechas donde se trabajaron con el mismo mineral, además el comparativo estables fechas con igual intervalo de tiempo; y finalmente se hace un comparativo general abarcando casi el

total de tiempo, en intervalos iguales de tiempo antes y después donde operaron mineral de zinc y mineral de cobre. Cabe resaltar que algunas variables secundarias no estuvieron disponibles como el tamaño de partícula, y característica del mineral, por lo tanto, se consideran que permanecieron sin variación al momento de comparar cada población de datos.

Comportamiento del SAG con minerales de Cobre: Este es un análisis de dos campañas de mineral de cobre, en intervalos de tiempo similares; las fechas serian un antes (descargador radial) del 15 abril al 14 Mayo, y un periodo después (descargador curvo) del 15 junio – 15 julio, todo en el año 2024

El resultado en la tabla 2 refleja un mejor desempeño del molino en el periodo después, aparte de un mejor tonelaje se tuvo un ahorro de energía de ≈12%. En el P80 en ambos casos trabajó dentro del objetivo que es 130 um. La figura 10 nos muestra un reflejo del mejor comportamiento del periodo después

Tabla2: Comparación de los principales parámetros de proceso en campañas de mineral de cobre

Parámetro	Antes (prom)	Después (prom)	Diferencia (ref antes) %
Fresh Feed rate, tph	826.4	851.6	3.0
SAG Power Draw, kW	5502.4	5100.2	-7.3
Specific Energy, kWh/t	6.7	5.9	-11.9
Peso del molino SAG, tons	259.6	238.9	-7.9
Produccion de Pebble, tph	107.6	101.1	-6.0
Stock pile, %	48.6	57.2	17.7
Velocidad del SAG, rpm	9.6	9.5	-1.0
Potencia M bolas, kW	3591.6	3452.2	-3.9
P80 Final (um)	108.7	117.5	8

*P80 objetivo es 120 um

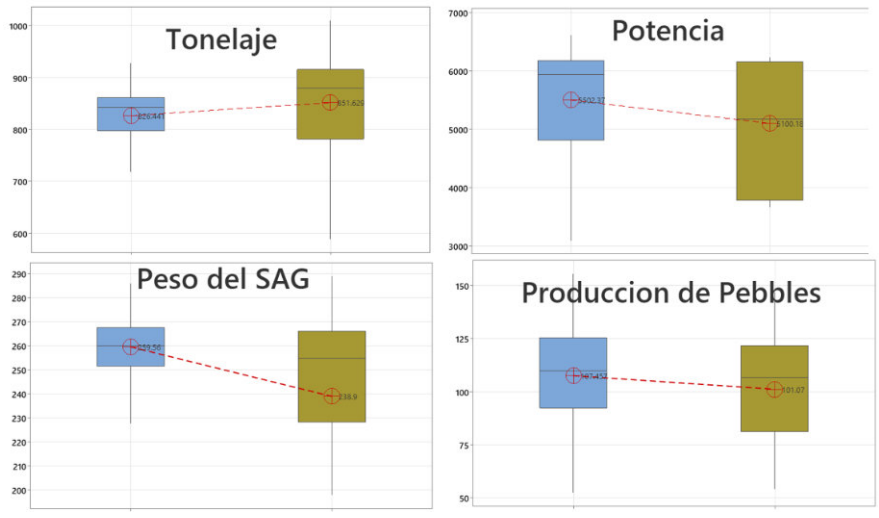


Fig. 9 Boxplot antes y después del cambio de descargador - azul (antes) y verde (después)

Comportamiento del SAG con minerales de Zinc: También este análisis de dos campañas de mineral de zinc, y muy análogo a lo que se hizo en el caso anterior los intervalos de tiempo son similares; las fechas serian un antes (descargador radial) del 15 Mayo al 07 Junio, y un periodo después (descargador curvo) del 01 de Agosto al 24 de Agosto, todo en el año 2024

El resultado que nos muestra la tabla 2 refleja un mejor desempeño del molino en el periodo después, casi en todos los parámetros excepto en tonelaje que permaneció en un promedio muy similar, pero es posible que haya habido algunos problemas aguas abajo en el periodo después, porque tuvo oportunidad para mejorar el tonelaje debido a que trabajo a menor velocidad, menor potencia y menor peso del molino, parámetros que se pudieron aprovechar y alcanzar mejor tonelaje. Respecto al P80 en ambos casos trabajo dentro del rango objetivo

La figura 10 nos muestra una representación gráfica mediante el diagrama de cajas las diferencias que hubieron en el periodo antes y después

Tabla3: Comparación de los principales parámetros de proceso en campañas de mineral de zinc

Parámetro	Antes (prom)	Después (prom)	Diferencia %
Fresh Feed rate, tph	727.9	727.5	0
SAG Power Draw, kW	5997.3	4352.3	-27.4
Specific Energy, kWh/t	8.2	5.9	-28.0
Peso del molino SAG, tons	262.5	220.3	-16.1
Produccion de Pebble, tph	176.0	46.1	-73.8
Stock pile SAG, %	51.5	41.1	-20.2
Velocidad del SAG, rpm	9.8	8.2	-16.3
Potencia M bolas, kW	3605.0	3531.5	-2.0
P80 Final (um)	112.5	120.9	7.5

*P80 objetivo es 120 um

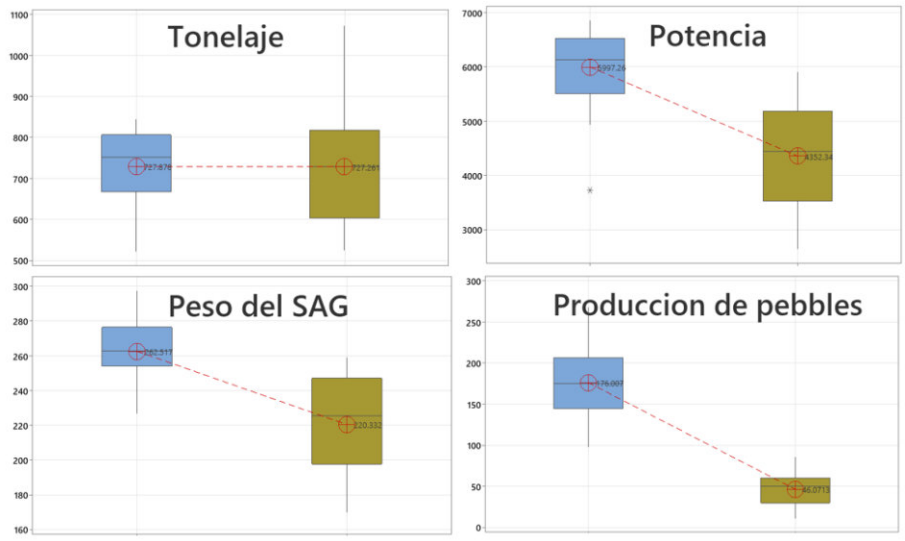


Fig. 10 Boxplot antes y después del cambio de descargador - azul (antes) y verde (después)

Comportamiento del SAG con minerales de Cobre y Zinc: En esta planta nunca se combinan estos minerales para trabajar como bulk, pero hemos hecho una compilación de iguales periodos de tiempo de aproximadamente de 100 días, donde el molino trabajo en periodos de tiempo con minerales de cobre y periodo con minerales de zinc, los resultados nos muestran la tabla 4 y la figura 12, las fechas de evaluación fueron un periodo antes (descargador radial) de 27 de marzo al 05 de Julio, y un periodo después del 06 de Julio que se instaló en descargador curvo al 14 de Octubre, todo en el 2024

Los resultados se muestran en la tabla 4 y la figura 11, donde muestran una ventaja en el periodo después, porque se trabajó con mayor tonelaje y los demás parámetros como el ahorro de energía y peso del molino fueron menores

Tabla 4: Comparación de los principales parámetros de proceso en campañas de mineral de zinc y campañas con minerales de cobre

Parámetro	Antes (prom)	Después (prom)	Diferencia %
Fresh Feed rate, tph	774.1	830.9	7.3
SAG Power Draw, kW	5775.2	5258.0	-9.0
Specific Energy, kWh/t	7.5	6.3	-15.6
Peso del molino SAG, tons	254.6	233.6	-8.2
Produccion de Pebble, tph	140.4	70.7	-49.6
Stock pile, %	50.5	46.9	-7.1
Velocidad del SAG, rpm	9.7	9.1	-6.2
Potencia M bolas, kW	3567.4	3572.4	0.1
P80 final (um)	121.2	125.0	3.1

**P80 objetivo es 120 um*

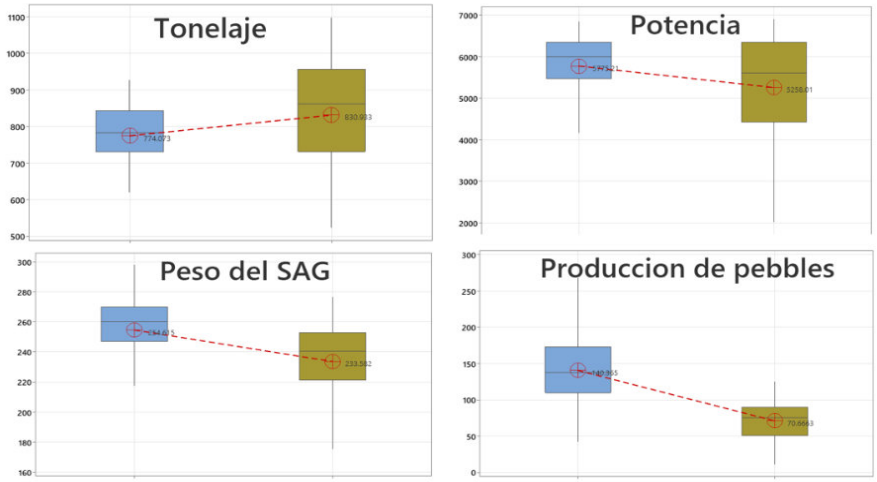


Fig. 11 Boxplot antes y después azul (antes) y verde (después)

CONCLUSIONES

El rendimiento de molienda del molino SAG luego del cambio a sistema curvo no se vio afectado; por el contrario, encontramos parámetros ligeramente favorables después de la instalación del diseño curvo. Con un mayor tonelaje en algunas ocasiones, menor peso del molino debido a la disminución de la carga total gracias a la mayor eficiencia de descarga, y un considerable ahorro de energía de 11 a 28% en algunas ocasiones, y todo ello trabajando dentro del rango objetivo del P80 final.

Se redujo significativamente o se eliminó el flujo en el interior de la cámara de los elevadores de pulpa, con esto, el patrón de desgaste cambiaría, tal como lo predice la simulación, y la vida útil del actual sistema de descarga duraría más tiempo.

Las ventajas encontradas son posibles ahora debido que como nos mostró el análisis DEM+SPH mientras el sistema curvo descarga fácilmente la pulpa a la primera rotación del molino, el sistema radial le toma muchas mas revoluciones (como 7 revoluciones) llegar al objetivo; también la recirculación del sistema curvo es casi nula, mientras que el descargador radial nos muestra que es creciente y toma mucho más flujo para recircular.

Cuando las mejoras operativas se combinan con los beneficios adicionales de un menor desgaste de sus componentes debido a un menor reflujo de pulpa, los resultados sugieren que vale la pena considerar esta solución (un nuevo diseño de descargadores) para mejorar la operación general de molienda.

AGRADECIMIENTOS

Especial agradecimiento a personal de Mina Buena Vista del Zinc por el apoyo en la culminación de este trabajo, así como todo el equipo de trabajo de Metso que han hecho posible el poder presentar este artículo.

A cada una de las empresas mineras que solicitan el apoyo del equipo Metso por permitirnos ser parte de sus proyectos innovadores y emprendedores con la finalidad de optimizar la industria de la minería.

BIBLIOGRAFIA

1. Will minerals processing technology. An introduction to the practical aspect of ore treatment and mineral recovery. Eighth edition. Barry A. Wills and James A. Finch 2016 p 118 y 172

2. Powell, M.S., et al., 2001. Developments in the understanding of South African style SAG mills. Miner. Eng. 14 (10), p. 43 53.

3. Improved Relationships for Discharge in SAG/AG Mills, Daniel Mitchell University of Queensland in 2015. p 85

4. Paper, Evaluación de las principales variables de proceso en la comparación de los revestimientos PolyMet y revestimientos de Acero, para el Molino SAG 26'x12' de Mina Francisco Madero: Enrique Alberca, Ricardo Aguilar, Ramon Alanís.

5. Optimización del molino SAG 18'x9' en Minera Sabinas con el reemplazo de revestimientos de acero a PolyMet Metso Outotec, Alberca E, Gutierrez A, Alanis R. 2020

6. Paper: Curved Pulp lifter – Can they Save energy: S Ciutina and RJ Soriano 2015

Remoción de F del concentrado de Zn de Mina Cerro Los Gatos mediante lixiviación ácida

Espinoza-Topete, S., Gallegos-Silahua A, Sánchez-Molinar, I., Duarte-López, J., Soto-Ramírez, G., Villalobos-Chaparro, R., Robles-Huerta O, Contreras-González, E.

First Majestic Silver Corp., Mina Cerro Los Gatos, Laboratorio de Metalurgia
sespinoza@firstmajestic.com

Resumen

El concentrado de zinc producido mediante flotación en Mina Cerro Los Gatos (First Majestic Silver Corp.) presenta cantidades significativas de flúor (con hasta 2500 ppm, mayormente fluorita CaF_2). Esto representa un desafío para cumplir los requerimientos de calidad del cliente, que de lo contrario conllevarían a penalizaciones económicas. Debido a la mineralogía y las limitantes del proceso de flotación, el laboratorio de Metalurgia de la unidad desarrolló el estudio conceptual con pruebas a nivel laboratorio y piloto de la lixiviación de la fluorita con sulfato de aluminio en medio ácido (H_2SO_4), en reactores por lote, así como la separación de la fase líquida mediante filtrado y neutralización para su confinamiento. Mediante este proceso, cuya operación industrial inició en junio de 2023 se obtuvo una remoción de hasta el 80% de F presente en el concentrado de Zn, logrando el objetivo de calidad deseado de menos de 500 ppm de F.

Abstract

The zinc concentrate produced by flotation at the Cerro Los Gatos Mine (First Majestic Silver Corp.) contains significant amounts of fluorine (up to 2,500 ppm, mostly fluorite CaF_2). This represents a challenge for meeting the client's quality requirements, which would otherwise lead to economic penalties. Due to the mineralogy and limitations of the flotation process, the unit's Metallurgy laboratory developed the conceptual study with laboratory and pilot tests of fluorite leaching with aluminum sulphate in an acidic medium (H_2SO_4) in batch reactors, as well as the separation of the liquid phase by filtration and neutralization for confinement. Through this process, industrial operation began in June 2023, up to 80% of the F present in the zinc concentrate was removed, achieving the desired quality objective of less than 500 ppm of F.

Introducción

La Planta de Procesos de Mina Cerro Los Gatos, parte del grupo First Majestic Silver Corp., ubicada en el estado de Chihuahua, en el municipio de Satevó, emplea el procesamiento por flotación convencional de concentrados de plomo y zinc, ambos enriquecidos con plata y trazas de oro. El concentrado de Zinc obtenido por flotación actualmente presenta un grado entre 56 y 59% de Zn, 4 a 6% de Fe, 400 a 600 g/ton Ag y entre 1,000 a 2,500 ppm de F. Se producen alrededor de 140 a 200 ton por día con un P80 de 19 micras. En la Figura 1 se muestra la presencia de F por trimestre en el concentrado de Zn de junio 2020 a abril 2025.

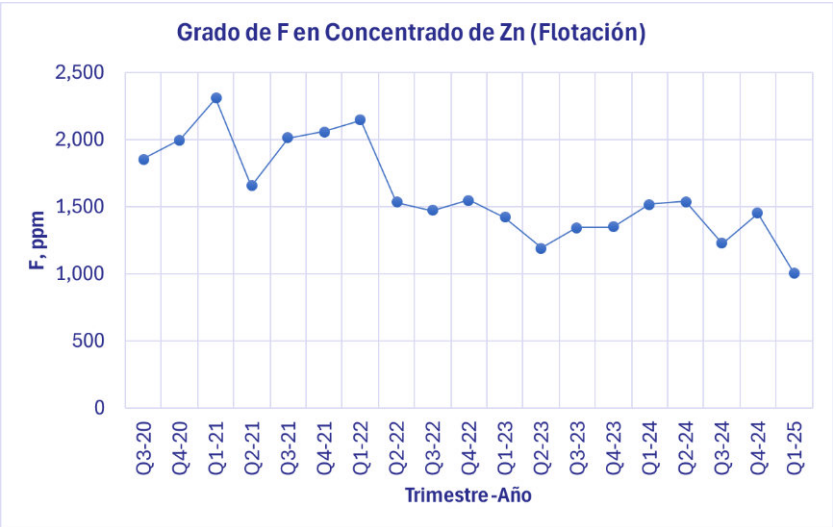


Figura 1. Grado de F del concentrado de Zn obtenido por flotación.

La ocurrencia de minerales de flúor disminuye la calidad de concentrados, puesto que el socio y cliente DOWA Metals & Mining (Japón), requiere que el contenido de F sea menor a 500 ppm, ya que, este contaminante contribuye a la corrosión de los materiales refractarios de los procesos de fundición de la refinadora de Zn de Akita (Arthur Silva, 2018). Por lo tanto, esto provoca la disminución del valor del concentrado al ser aplicables penalizaciones por presencia del contaminante.

Previamente se realizaron las siguientes adecuaciones para lograr el objetivo de calidad del concentrado, cuyo impacto fue significativo mas no suficiente:

- El concentrado es remolido para liberar los minerales que contienen flúor, los cuales se encuentran asociados a la esfalerita para posteriormente ingresar a un circuito de limpias.
- Se modifica el circuito de limpias de Zn, sustituyendo 5 etapas de limpias y un agotativo por 6 etapas de limpias (adicionando agua de dilución).
- Incorporación en 2020 de 2 celdas tipo columna las cuales disminuyen la recuperación de minerales que contienen flúor por arrastre mecánico al adicionarse agua de lavado.

La lixiviación de F de concentrados de Zn y Pb fue investigada previamente por la empresa BHP para su planta concentradora de Cannington en Queensland, Australia debido a un problema similar a no cumplir la expectativa del mercado (Torrisi, 2001). Es así como se decide por investigar, construir y comisionar una planta de lixiviación de concentrado de Zn, en la cual se remueve el F para cumplir con la necesidad del cliente. En este documento se detalla dicho análisis.

Metodología

Se comienza realizando estudios de mineralogía con los cuales se determinó la presencia, asociación y liberación de minerales que contienen F, los cuales fueron realizados en el laboratorio de Base Met Labs mediante la tecnología QEMSCAN, y análisis químicos.

Seguidamente, en el laboratorio en sitio se utilizó concentrado de Zn de la planta de flotación para evaluar la lixiviación ácida mediante la adición de sulfato de aluminio ($Al_2(SO_4)_3$) y ácido sulfúrico (H_2SO_4), variando el contenido de sólidos, la temperatura, el tiempo de reacción y la relación molar Al:F. La reacción general de lixiviación de fluorita se muestra en la Ecuación 1 (Torrisi, 2001):

$$CaF_2 + 2Al^{3+} + 3SO_4^{2-} \leftrightarrow CaSO_4 + 2AlF^{2+} + 2SO_4^{2-} \quad (1)$$

Además de los complejos Al-F en esta reacción se llega a producir el ácido fluorhídrico (HF) (Torrisi, 2001).

Para determinar el consumo de $Al_2(SO_4)_3$, se evaluaron relaciones molares de Al:F desde 0.1 a 10. El reactivo se mezcló con el concentrado de Zn a un 50% de sólidos por un tiempo de hasta 2.5 horas y se ajustó el pH a 2 con H_2SO_4 a temperaturas de 30 y 50 °C. Una vez obtenida una estimación de los parámetros en pruebas de laboratorio, se realizaron pruebas piloto confirmatorias, utilizando pulpa obtenida del bajo flujo del espesador de Zn en tanques agitados de 200 L y bajo los esquemas en serie y por lote. Posteriormente, al determinar las condiciones de la operación y los servicios necesarios para el proceso industrial, el proceso fue escalado.

Debido a que se identificó un área de oportunidad para la disminución de costos del $Al_2(SO_4)_3$, se decidió evaluar en laboratorio e implementar un proceso de generación de este reactivo en sitio. Mediante la reacción descrita en la Ecuación 2 se combina alúmina (Al_2O_3) y H_2SO_4 en cantidades estequiométricas junto con agua (H_2O) (Huckabay, 1977) para generar el reactivo complejante del F. El producto de la reacción da una mezcla sulfato de aluminio con agua con una concentración aproximada de 21% y pH ≤ 0.

$$Al_2O_3 + 3H_2SO_4 + nH_2O \longrightarrow Al_2(SO_4)_3 + (n+3)H_2O \quad (2)$$

Resultados

a) Caracterización del concentrado de Zn

En la Tabla 1 se observa los minerales identificados en el concentrado de Zn que contienen flúor. La fluorita es el más predominante puesto que contiene 95% en promedio del total del elemento. La clorita y la flogopita son los siguientes más abundantes con 2.8 y 1.0% respectivamente. Estos están presentes en el concentrado de Zn debido a la sustitución iónica parcial del grupo (-OH) con flúor (-F) (Munoz, 1984). Apatita y anfiból presentan menos del 1% del F total. En la Figura 2 se muestran los resultados de mineralogía para las especies de F.

Tabla 1. Minerales que contienen flúor (Torrisi, 2001)

Mineral	Fórmula	% Peso de F
Apatita	$Ca_5(PO_4)_3(F,Cl,OH)$	3.8-6.1%
Anfiból	$(Mg,Fe,Mn)_7Si_8O_{22}(OH,F,Cl)_2$	0.2-0.4%
Clorita	$(Mg,Fe,Mn)_{12}(Si,Al)_8O_{20}(OH,F)$	0.1-1.4%
Flogopita	$KMg_3Si_3AlO_{10}(F,OH)_2$	0.1-3%
Fluorita	CaF_2	48.70%
Apatita	$Ca_5(PO_4)_3(F,Cl,OH)$	3.8-6.1%
Anfiból	$(Mg,Fe,Mn)_7Si_8O_{22}(OH,F,Cl)_2$	0.2-0.4%

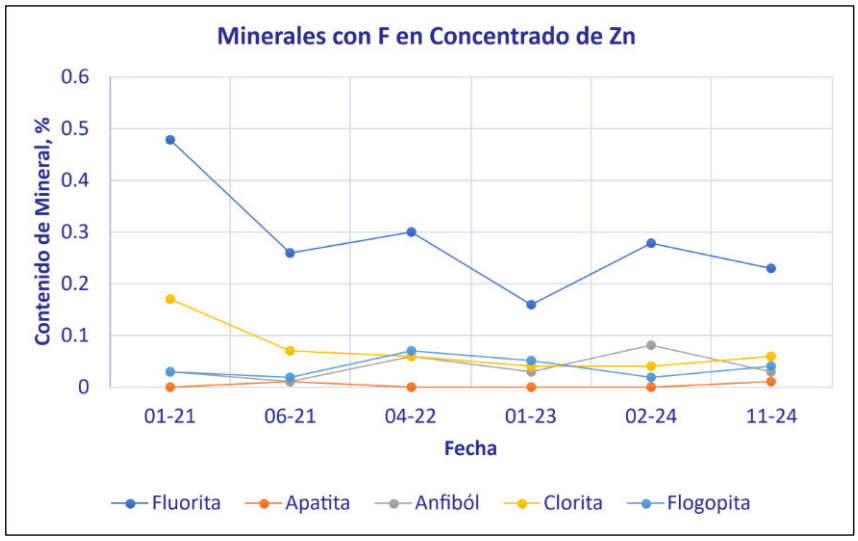


Figura 2. Contenido de minerales con F en concentrados de Zn en compósitos del mes.

A continuación, la Figura 3 muestra el histórico desde 2020 al 2024 de la asociación y liberación de la fluorita en el concentrado de Zn, donde se observa que en promedio esta está liberada en un 48.4%, mientras que la asociación con esfalerita (Sp) y galena (Ga) presenta un 17.1% y 1.8% respectivamente. La asociación con sulfuros de Cu (Cs, calcopirita, covelita, calcosita, bornita, tetraedrita), sulfosales de Ag (AgS, plata nativa, acantita, argentita, freibergita, pirargirita, stromeyerita, jalpaíta) y pirita (Py), promedian 1.4% total. Para la fracción asociada con ganga, se tiene un 12.3% promedio y para el multifase se observa un 19.1%. Por lo tanto, se promedia un 20.2% de fluorita recuperada por asociación a minerales sulfurados, mientras la mayoría del contaminante proviene de arrastre mecánico.

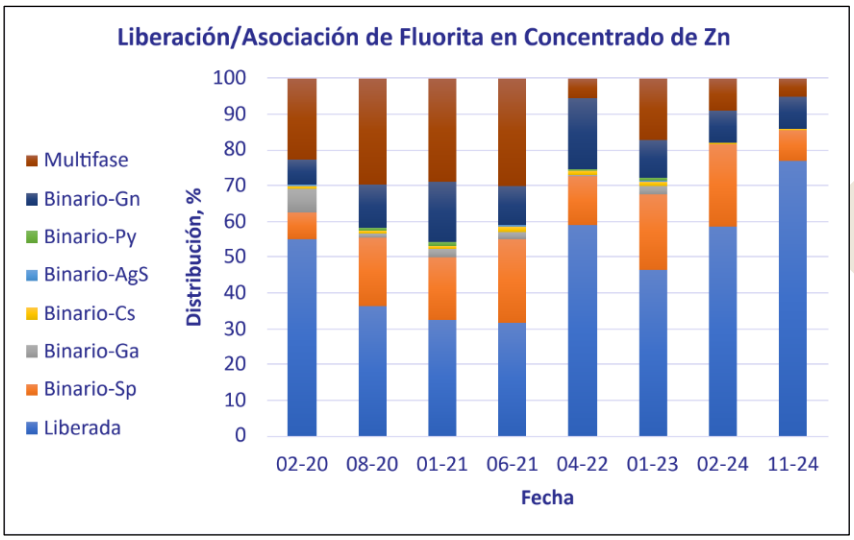


Figura 3. Asociación-liberación de la fluorita en el concentrado de Zn.

La Figura 4 muestra el histórico del 2020 a 2024 de liberación-asociación de la fluorita por tamaño de partícula, en el que se observa la predominancia de la fluorita liberada en un tamaño menor a 10 µm con 31,7% en promedio, seguido de la asociación con sulfuros a tamaños mayores a 18 µm y menores a 53 µm, con 26.5% en promedio.

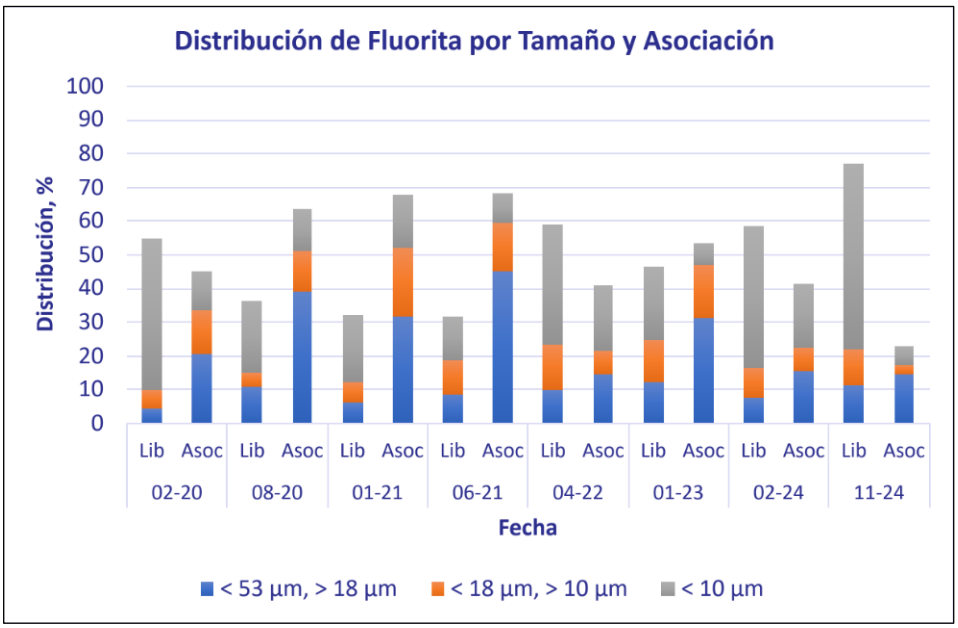


Figura 4. Liberación/asociación de fluorita por tamaños.

Debido a la identificación de la fluorita como principal fuente de contaminación, así como la determinación que la mayor cantidad de esta se encuentra en tamaños de partícula ultrafinos, se continúa con el desarrollo del proceso de lixiviación para la reducción del F en concentrado como alternativa a modificaciones adicionales al circuito de flotación.

b) Evaluación a nivel laboratorio

Se comenzó determinando el tiempo requerido para la lixiviación en laboratorio mediante cinéticas de la reacción a 30 mins. En dichas pruebas puede observarse que el tiempo necesario para el proceso podía ser limitado a 1.5 h horas de reacción, sin embargo, para pruebas siguientes, se consideraron 2 horas.

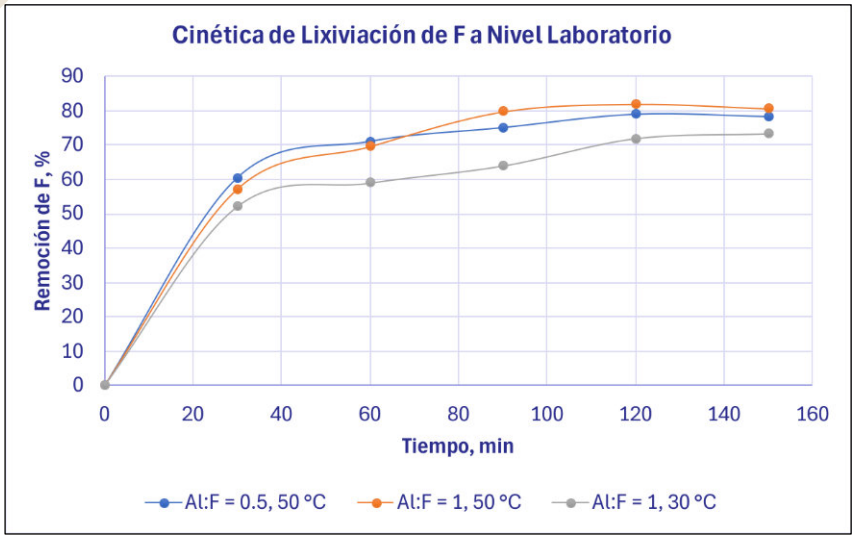


Figura 5. Cinética de la lixiviación de flúor en laboratorio.

Respecto a las pruebas en planta piloto (Figura 6), se presentaron dificultades al momento de mantener el contenido de sólidos constante para una operación en continuo. Por lo tanto, se optó por simplificar el proceso realizando lotes con los cuales se anticipa el tonelaje dentro del reactor, así como una medición inicial de F en concentrado.

Figura 6. Planta piloto de lixiviación de F (De izquierda a derecha: tanque de balance, calentamiento por gas, reactores en serie, filtro prensa).

En la Figura 7, se pueden observar los resultados más destacables del proceso de lixiviación a nivel laboratorio y piloto. Puede observarse que, con una relación molar Al:F entre 0.5 y 1 la remoción de F del concentrado alcanza un 79% a una temperatura de 50°C, por encima del 70% a temperatura de 30°C.

Se determina entonces que, dado que la temperatura de la pulpa proveniente del espesador de Zn se encuentra entre 30 y 35 °C, y al ser este un parámetro que afectará el resultado de la operación será necesario la incorporación de una fuente de calor externa que permita llevar a cabo la lixiviación a 50 °C. Los

resultados obtenidos en nivel piloto se observan remociones similares a las del laboratorio.

Pruebas con incrementos en Al:F de 5 y 10 permitieron alcanzar un 90% o más de remoción, sin embargo, no se considera necesario puesto que, para un concentrado con 2,500 ppm de F el 80% de remoción es suficiente para cumplir el objetivo sin recurrir al uso excesivo de reactivos.

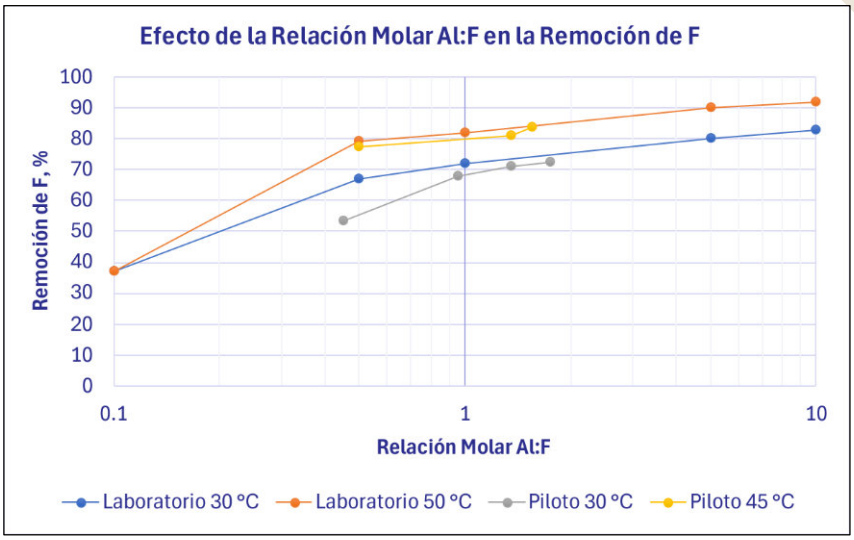


Figura 5. Remoción de flúor de acuerdo con las diferentes ratios moleculares Al:F

Durante la reacción de lixiviación se detectó la emisión de gas de ácido sulfhídrico (H2S) y ácido cianhídrico (HCN), por lo que fue requerida la instalación de un sistema de lavado de gases mediante solución de hidróxido de sodio (NaOH). También, la solución extraída durante la etapa de filtración presentaba valores de concentrado de Zn ultrafinos, por lo que previo a la neutralización con óxido de calcio (CaO) fue necesario la instalación de un clarificador que recuperara dichos valores y los devolviera a la etapa de filtrado.

Habiéndose determinado las condiciones de operación, consumos de reactivo, equipos, y servicios adicionales (reactores, intercambiador de calor, lavador de gases, filtro con lavado de torta, clarificador, tanques de neutralización, tanques de preparación y almacenamiento de sulfato de aluminio) se procedió a escalar el proceso, el cual se describe en la siguiente sección.

c) Descripción de las etapas del proceso industrial

La Figura 6 indica el diagrama de flujo de la planta de proceso para la disminución y remoción de la fluorita desde molienda hasta el filtrado de los concentrados. La alimentación de la planta de lixiviación de flúor contiene de 1500 a 3000 ppm F de minerales que contienen flúor (mayormente fluorita) y al terminar el proceso, el filtrado se ha removido hasta un 80-90% (<500 ppm F).

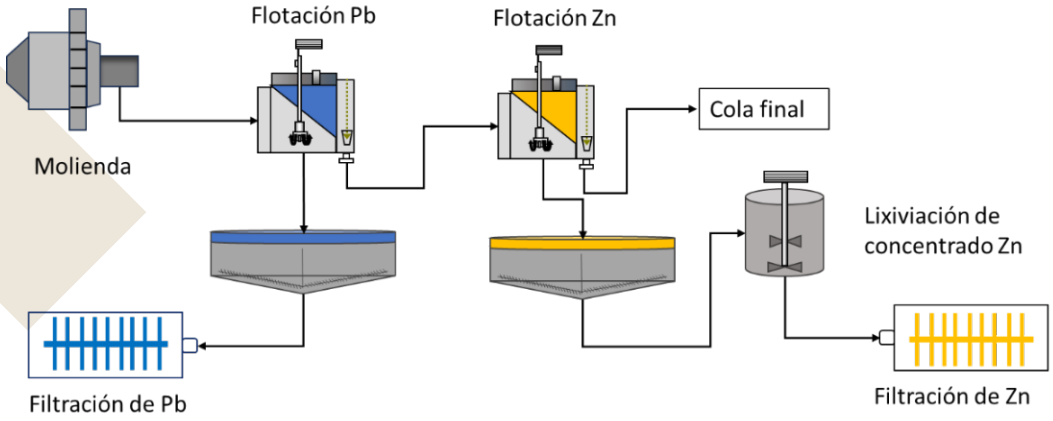


Figura 6. Diagrama de flujo del proceso resumido

1. Proceso de lixiviación:

Inicialmente, el concentrado final de la flotación ingresa al espesador de Zn para disminuir la cantidad de agua de la pulpa hasta obtener entre un 50 y 60% de sólidos. El bajo flujo del espesador se alimenta a un intercambiador de calor para alcanzar una temperatura mínima de 50 °C. El concentrado espesado se introduce a uno de los dos reactores. Un operador obtiene una muestra que servirá para ensaye de F y determinar el contenido de sólidos. Esto para calcular la dosificación de $Al_2(SO_4)_3$.

Cuando ya se ha determinado la dosificación y el reactivo se ha añadido al tanque, H_2SO_4 se adiciona a la pulpa para control del pH. La reacción se lleva a cabo durante dos horas para la disolución del flúor. De manera paralela, el concentrado lixiviado del segundo reactor se extrae y se filtra.

2. Filtrado de concentrado:

El producto lixiviado se descarga en un tanque de balance, el cual alimenta a un filtro a presión de placas verticales. El filtro genera dos productos: el concentrado de Zn sólido en torta con 9 a 10% de humedad, la cual previa a ser depositado en el patio de concentrado es lavado dentro del mismo filtro con agua fresca para diluir la acides residual. El segundo producto es la fase líquida con el contenido de flúor extraído del concentrado durante la lixiviación. Esta se envía a un tanque clarificador para eliminar sólidos que hayan permeado en la etapa de filtrado.

3. Neutralización de la solución con contenidos de F:

En la clarificación, la solución filtrada es enviada a un tanque clarificador. El bajo flujo del tanque clarificador que contiene los sólidos recuperados (concentrado de Zn ultrafino) se retorna al tanque de alimentación del filtro, mientras que el sobre flujo se conduce hacia los tanques de precipitación donde se neutraliza mediante adición de lechada de CaO hasta modificar el pH a un valor de 7.0 o mayor, precipitando los contenidos lixiviados. Una vez precipitado el flúor, esta pulpa se envía al espesador de colas finales para su confinamiento en la presa de jales.

4. Generación del sulfato de aluminio:

El reactivo necesario para llevar a cabo la lixiviación de F se prepara en sitio de la siguiente forma: se adiciona agua al reactor de preparación y posteriormente el Al_2O_3 mediante un alimentador de gusano. Una vez preparada la pulpa, se comenzará a dosificar el H_2SO_4 y agua adicional para controlar la temperatura de la reacción a 80 °C durante 90 minutos. Terminado este tiempo, la solución obtenida de $Al_2(SO_4)_3$ (con un pH alrededor de 0) se transferirá a un tanque de transferencia para almacenaje y se dosificación a los reactores de lixiviación.

d) Resultados de la operación de la Planta de Lixiviación

La Figura 7 muestra el comparativo del grado de F en el concentrado de Zn flotado contra el lixiviado desde el arranque de la planta a finales de junio de 2023. En este se observa que para el cuarto trimestre del 2023 se logró el objetivo de mantener el grado del contaminante en cantidades menores a 500 ppm.

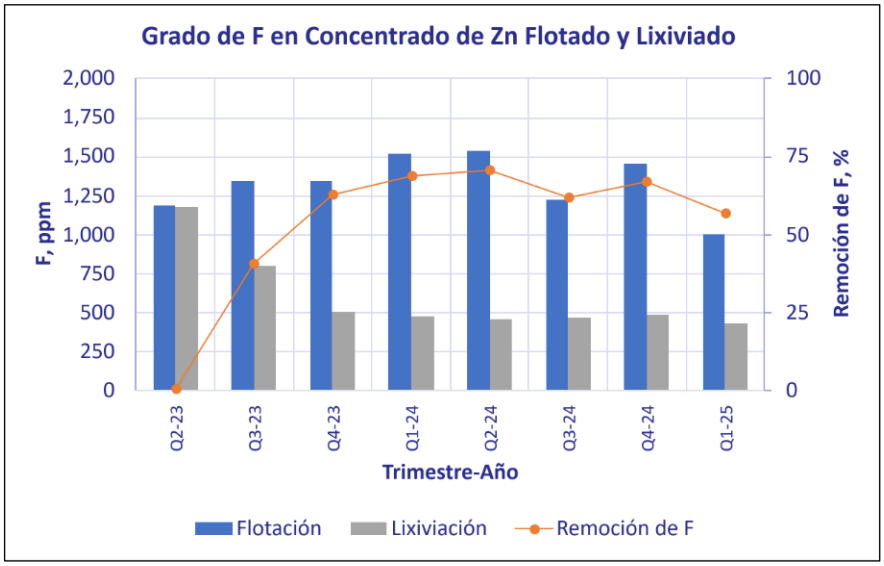


Figura 7. Histórico de flúor en concentrado de Zn del 2020 al 2025.

Conclusiones

- Los valores de F en el concentrado de zinc proveniente del proceso de flotación en los años del 2020 al 2023 fueron arriba 1500 ppm F, por encima de los 500 ppm requeridos por el cliente.
- Se determinó que la fluorita es el mineral componente de flúor de mayor abundancia (>95%) en el concentrado de Zn. La fluorita está liberada en 48.4%, un 17.1% asociada a la esfalerita y un 20.0% asociada a minerales flotables (sulfuros).
- La disminución de F por el proceso de flotación es limitada debido a su mineralogía y al arrastre mecánico de partículas ultrafinas.
- Las pruebas de lixiviación a nivel laboratorio y piloto dieron una remoción del flúor de hasta un 80% adicionando $Al_2(SO_4)_3$ en una relación molar Al:F entre 0.5 y 1 con un pH = 2, ajustado con H_2SO_4 y una temperatura de 50 °C.
- Se disminuye un 50% los costos del $Al_2(SO_4)_3$ con la generación de éste en sitio.
- Con la implementación de la planta de lixiviación de fluorita se obtuvieron valores menores a 500 ppm F en el concentrado de Zn a partir del cuarto trimestre del 2023.

Agradecimientos

Queremos expresar nuestro sincero agradecimiento al personal de Mina Cerro Los Gatos que colaboró en el desarrollo de este proyecto, y en especial a los compañeros de Planta de Proceso por su apoyo y participación. Sin ustedes, esto no habría sido posible.

En memoria al Ing. Enrique Contreras. Tu recuerdo nos inspira a ser siempre mejores.

Referencias

Arthur Silva, C. A. (2018). Replacement of fluorspar in the desulfurization of hot metal. Metallurgy and materials.

Huckabay, D. (1979). Aluminium Sulfate Manufacturing Process. US4160815A

Munoz, J. L. (1984). F-OH and Cl-OH exchange in micas with applications to hydrothermal ore deposit.

Torrisi, C. (2001). Leaching of flourine bearing minerals from lead and zinc concentrates. Minerals Engineering.

Mineralogía Aplicada Casos de Estudio

Saúl Ortiz Landeros

Operaciones Fresnillo
saul_ortiz@fresnilloplc.com

Resumen

El presente estudio contiene conocimientos fundamentales de técnicas de caracterización mineralógica, liberación de minerales y procedimientos utilizados en la mineralogía, que todo ingeniero metalúrgico debe de conocer para aplicarlos en la optimización de los procesos de concentración de minerales. Así, es indispensable entender que "la mineralogía controla la metalurgia" y que "el tipo de roca controla el tonelaje a moler", (Munro - P.D., 2008).

En las unidades operativas, así como en las etapas de proyectos de exploración y diseño de procesos, es importante contar con un equipo de geometalurgia, el cual está integrado por un geólogo, un minero planeador y un metalurgista. El equipo es el responsable del estudio de los minerales presentes en el yacimiento, la secuencia de explotación de estos minerales y su respuesta a los procesos metalúrgicos de concentración de minerales en las diferentes etapas de la vida de la mina, de tal manera, que el diseño de procesos asegure el cumplimiento de los presupuestos establecidos de grados y recuperaciones, maximizando el valor económico de los minerales.

La caracterización mineralógica y la respuesta metalúrgica de las muestras de las diferentes zonas de la mina debe continuar durante toda su vida operativa, ya que esta información nos alertara oportunamente sobre las actividades a seguir en base a los resultados obtenidos, para tomar acciones cuando las desviaciones así lo ameriten. Cada operación debe contar con un presupuesto para la realización de estos estudios de caracterización de minerales.

Un análisis modal es una herramienta indispensable que permitirá tener un entendimiento del comportamiento de las partículas minerales tamaño por tamaño, el grado de liberación y sus asociaciones, así como su comportamiento en los procesos de concentración, ayudando al metalurgista en la toma de decisiones oportuna para la optimización de los procesos.

Abstract

This study contains fundamental knowledge of mineralogical characterization techniques, mineral liberation, and procedures used in mineralogy, which every metallurgical engineer must know in order to apply them to the optimization of mineral concentration processes. It is essential to understand that "mineralogy controls metallurgy" and that "rock type controls the tonnage to be milled" (Munro - P.D., 2008).

In operational units, as well as in exploration and process design project stages, it is important to have a geometallurgy team, which consists of a geologist, a mine planner, and a metallurgist. This team is responsible for studying the minerals present in the deposit, the mining sequence of those minerals, and their response to metallurgical concentration processes throughout the life of the mine, ensuring that the process design meets the established grade and recovery targets, thereby maximizing the economic value of the minerals.

The mineralogical characterization and metallurgical response of samples from the different zones of the mine should continue throughout its operational life, as this information will promptly alert us about the activities to be followed based on the results obtained, allowing us to take action when deviations occur. Each operation must have a budget allocated for conducting these mineral characterization studies.

A modal analysis is an essential tool that provides understanding of the behavior of mineral particles by size, their degree of liberation, associations, and performance in concentration processes, helping the metallurgist in making timely decisions to optimize operations.

1. INTRODUCCIÓN.

Un mineral es un cuerpo producido por procesos de naturaleza inorgánica, que tiene una composición química definida y, si se forma en condiciones favorables, presenta una cierta estructura molecular característica que

se muestra en su forma cristalina y además presenta propiedades físicas específicas. Un mineral debe ser una sustancia homogénea, incluso al examinarlo minuciosamente al microscopio; además, debe tener una composición química definida, expresable mediante una fórmula química (Dana, 1922).

Los minerales cuentan con características físicas definidas, es decir, las que dependen de la cohesión, la elasticidad, la densidad, la luz, el calor, la electricidad, etc. Y precisamente algunas de estas características propias de cada uno de los minerales son las que permiten los procesos de concentración. La densidad es la propiedad que permite la recuperación de oro (ORG) y plata (PRG) que pueden ser recuperados por el proceso de gravimetría, así como las propiedades superficiales son las características que permiten recuperar los minerales por el proceso de flotación, así también algunas propiedades como el magnetismo, la densidad y la fluorescencia son utilizados en los procesos de concentración por "sorting".

Para entender con claridad los procesos de concentración de minerales es indispensable que los metalurgistas que laboran en las plantas de beneficio comprendan que trabajan con minerales como: Galena PbS, Esfalerita Zn_xFe_yS, Alamosita $PbSiO_3$, Anglesita $PbSO_4$, Argentita Ag_2S, Calcopirita $CuFeS_2$ y no con metales puros como: plomo Pb, zinc Zn, Plata Ag o Cobre Cu. Así, es indispensable entender que "la mineralogía controla la metalurgia" y que "el tipo de roca controla el tonelaje a moler", (Munro - P.D., 2008).

"La mineralogía controla la metalurgia". Es esencial que el equipo de trabajo entienda que la respuesta del mineral durante su tratamiento estará en función de los minerales que lo constituyen, tales como Calcopirita, Bornita, Calcosita, Covelita, Pirita, y Cuarzo; y no de los elementos ensayados, tales como cobre, fierro y azufre, (Munro - P.D., 2008).

2. FUNDAMENTOS TEORÍCOS.

2.1. Propiedades físicas de los minerales.

Las características físicas de los minerales se clasifican de la siguiente manera:

a. Características que dependen de la cohesión y la elasticidad, como el clivaje, la fractura, la tenacidad, la dureza, la elasticidad, etc.
b. Gravedad específica o densidad.
c. Características que dependen de la luz, como el color, el brillo, el grado de transparencia, las propiedades ópticas especiales, etc.
d. Características que dependen del calor, como la conductividad térmica, el cambio de forma y de las características ópticas con los cambios de temperatura, la fusibilidad, etc.
e. Características que dependen de la electricidad y el magnetismo.
f. Características que dependen de la acción de los sentidos, como el gusto, el olfato y el tacto (Dana, 1922).

2.2. Propiedades químicas de los minerales.

Los minerales, en cuanto a su constitución química, son elementos combinados en estado natural o compuestos definidos de estos elementos, formados de acuerdo con las leyes químicas. La investigación completa de la composición química de un mineral incluye, en primer lugar, la identificación de los elementos presentes mediante análisis cualitativo y, en segundo lugar, la determinación de las cantidades relativas de cada uno mediante análisis cuantitativo, a partir del cual se puede calcular su fórmula química. Ambos procesos, llevados a cabo en su totalidad, requieren de un laboratorio de análisis químico (Dana, 1922).

2.3. Liberación de partículas minerales.

La liberación de un mineral valioso de la ganga está acompañada por reducción de tamaño, la cual involucra los procesos de trituración y molienda, a tal manera que, aun tamaño dado, el producto será una mezcla de partículas libres de mineral y ganga, además de partículas mixtas con diferentes niveles de liberación entre sí (Wills-Finch, 2016). Entonces, la liberación se mide en porciento y representa el porcentaje de partículas que están libres, a partir de un conteo estadístico de un estudio de análisis de imágenes realizado por microscopia. La liberación absoluta de una especie mineral se define como el porcentaje de partículas que se encuentran libres de otra especie en función de su contenido total en peso de la muestra. La figura 1, mues-

tra una partícula de Galena aproximadamente 50% liberada versus Esfalerita y una partícula de Pirita 100% liberada versus ganga.

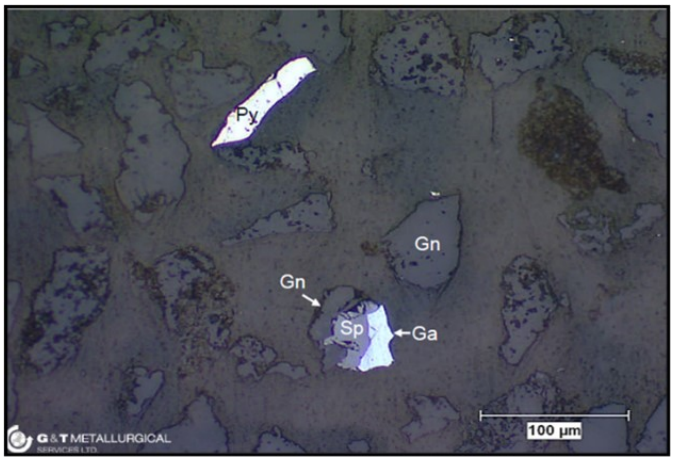


Figura 1. Sp Esfalerita, Ga Galena, Py Pirita y Gn ganga (<75>50 micras), en muestra de Minera San Julián.

Johnson, N.W. 2010, proporciona directrices sobre los niveles de liberación de los minerales de valor (en 2 dimensiones "2D") alimentados a la planta y que pueden ayudarnos a evaluar si el tamaño de molienda permitirá una separación aceptable durante flotación, de acuerdo con lo siguiente:

a. Para niveles de liberación mayores de 80% se cuenta con un alto potencial de realizar una separación eficiente.
b. Para valores entre el 70 y 80% el potencial de separación es moderado.
c. Para valores de liberación inferiores a 70% el potencial de separación es bajo y necesariamente se tendrán procesos ineficientes (Espinosa, 2013).

2.4. Estudios mineralógicos por microscopia.

El análisis microscópico de minerales, concentrados y colas genera información valiosa sobre los minerales presentes, además de la eficiencia de la liberación de partículas y la eficiencia de nuestros procesos de flotación. Se pueden utilizar microscopios ópticos convencionales para examinar secciones delgadas y pulidas de muestras minerales. Sin embargo, se ha incrementado el uso de técnicas cuantitativas automáticas de análisis de minerales por microscopia electrónica, tales como Mineral Liberation Analyser (MLA), el QEMSCAN y el Tescan Integrated Mineral Analyser (TIMA) los cuales, pueden escanear secciones pulidas para dar información 2D y X-ray Microcomputed Tomography (micro CT) que permite la visualización de partículas 3D (Wills-Finch, 2016).

Para un análisis modal y reconstrucción mineralógica, se requiere el empleo de análisis químicos y técnicas de caracterización, que en conjunto permitan realizar un estudio completo de caracterización mineralógica y liberación de especies de interés, en donde las herramientas fundamentales son:

a. Análisis químico cuantitativo por los elementos metálicos y otros de interés.
b. Difracción de rayos-X, para identificar las especies mayoritarias.
c. Clasificación granulométrica e identificación de las fases minerales contenidas en una muestra, en donde la información más completa es obtenida por microscopia electrónica de barrido y microanálisis por energía dispersa (Aragón P., 2021).

Aplicaciones del análisis modal. Shouldice y Lafreniere, G&T Metallurgical Services, comentan del análisis modal como el DNA del procesamiento de los minerales. "Si no se cuenta con un conocimiento profundo de las características inherentes del mineral que se está procesando es difícil desarrollar procesos metalúrgicos de una manera costeable. Las técnicas de análisis modal son utilizadas como herramientas forenses para evaluar los requerimientos de molienda primaria y remolienda, estimar los resultados metalúrgicos que se pueden esperar y determinar las oportunidades de mejora". Existen muchas publicaciones en donde se muestra el uso de estas herramientas Virgen Ramírez, J. y colaboradores, 1995; Bennett, D. y colaboradores, 2012 (Espinosa, 2013).

Entonces es necesario realizar estudios mineralógicos desde la exploración de los yacimientos en función de ir definiendo el nivel de molienda y el método de concentración requerido durante la exploración de nuevos cuerpos minerales en minas operativas, con la idea de adelantarnos a situaciones que modifiquen el comportamiento de la operación de la planta como, mayor o menor molienda y/o ajustes en los procesos de concentración y también se recomienda realizar estudios frecuentes como auditoría a los procesos en función de encontrar áreas de oportunidad para

eficientizar los procesos de las plantas de beneficio de minerales.

3. METODOLOGÍA Y RESULTADOS.

A continuación, se presentan algunos ejemplos prácticos en donde los estudios mineralógicos tiene una contribución especial para el diseño de procesos, optimización de procesos o bien justificar los resultados metalúrgicos que se están presentando en la operación de la planta concentradora.

3.1. Caso 1. Minerales oxidados de Pb y Zn en flotación de Minera Durango.

Unidad Durango se encuentra localizada en la sierra del estado y procesa mineral con valores de oro, plata, plomo y zinc. Obteniendo 3 productos, concentrados de plomo y zinc por el proceso de flotación selectiva y un precipitado con valores de oro y plata que se obtiene del proceso de cianuración en tanques de las colas de flotación.

Casas alto P80 - 95 µm - Ciénega.

Mineral	Formula	Pb%
Galena	PbS	61.0
Alamosita	$PbSiO_3$	3.5
Drugmanita	$Pb_2FeH(PO_4)_2(OH)_2$	18.0
Anglesita	$PbSO_4$	7.0
Descloizita	$PbZn_{0.6}Cu_{0.4}(VO_4)(OH)$	10.5

Mineral	Formula	Zn%
Esfalerita	$(Zn_{0.96}Fe_{0.04})S$	54.3
Willemita	Zn_2SiO4	41.8
Lenilenapeita	$K_6(Mg,Mn,Fe,Zn)_{48}(Si,Al)_{72}(O,OH)_{216}*16(H_2O)$	3.2
Descloizita	$PbZn_{0.6}Cu_{0.4}(VO_4)(OH)$	0.7

Cienega - Casas alto P80 = 95 µm

	Gln	Esf	Sulf-Cu	E-Ag	Pi	Ox-Pb	Ox-Zn	Gn
Libre	70.1	45.6	29.4	38.3	56.8	71.9	81.4	99.0
Bin - Galena		3.2	0.0	0.4	0.4	1.3	0.2	<0.1
Bin - Esfalerita	3.0		0.0	5.1	0.3	1.6	<0.1	0.2
Bin - Sulf-Cu	0.0	0.0		0.0	0.4	0.0	0.0	<0.1
Bin - E-Ag	0.0	1.3	0.0		0.0	0.0	0.0	0.0
Bin - Pirita	0.0	0.6	0.0	0.0		0.2	0.0	0.1
Bin - Ox-Pb	2.2	1.6	0.0	0.0	2.3		<0.1	0.1
Bin - Ox-Zn	0.4	0.1	0.0	0.0	0.0	0.0		0.5
Bin - Gangas	18.2	31.0	35.6	25.2	36.2	19.1	17.7	
Ternarios	6.0	16.7	35.0	30.9	3.8	5.9	0.7	<0.1
Total	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Figura 2. Reporte de estudio modal del área de Casas alto Minera Durango (Alcaraz-Lopez, 2021).

Los minerales presentan en diferentes proporciones minerales oxidados de plomo y zinc. En la figura 2 se muestra una relación de algunas de las especies identificadas mediante microscopia electrónica en una muestra de la veta Casas alto. En esta estructura se encuentra solo el 61% del plomo como Galena PbS y el resto de las especies de plomo están oxidadas, dentro de las que se encuentran Alamosita $PbSiO_3$, Drugmanita $Pb_2FeH(PO_4)_2(OH)_2$, Anglesita $PbSO_4$ y Descloizita $PbZn_{0.6}CuO_4(VO_4)(OH)$. Para el caso del zinc el 54.3% del zinc se encuentra como Esfalerita $(Zn_{0.96}Fe_{0.04})S$ y el resto son minerales oxidados como la Willemita ZnSiO4, Lenilenapeita $K_6(Mg,Mn,Fe,Zn)_{48}(Si,Al)_{72}(O,OH)_{216}*16(H_2O)$ y Descloizita $PbZn_{0.6}CuO_4(VO_4)(OH)$.

Partiendo de que las especies flotables en un circuito convencional de separación Pb-Zn son la Galena y Esfalerita, en nuestra operación tendríamos bajas recuperaciones de plomo y zinc. Debido a esto en el diseño de la planta se contempló un proceso de cianuración para oro y plata posterior a la flotación selectiva en donde se recuperan los valores de estos metales que no pudieron ser recuperados por flotación.

3.2. Caso 2. Plata asociada a Esfalerita Minera “Chihuahua A”.

Durante las pruebas metalúrgicas para diseño de la planta concentradora, se observó la problemática de plata que se recupera en el concentrado de zinc, cuando normalmente la plata se encuentra asociada a los concentrados de plomo. Después de prolongados esfuerzos en el laboratorio con pruebas metalúrgicas ajustando los esquemas de reactivos para mejorar la recuperación de plata en los concentrados de plomo, se realizan

estudios de microscopia electrónica QEMSCAN enfocados en la determinación de las asociaciones de plata.

En la figura 3, se muestra como existen pequeñas partículas de minerales de plata en forma de inclusiones menores a 10 micras, que se encuentran diseminadas dentro de especies de Esfalerita. Con lo anterior se logró concluir que durante las operaciones en la mina se presentará esta limitante mineralógica, la cual nos generaría menor flujo de efectivo ya que las fundiciones pagan en menor proporción la plata en los concentrados de zinc.

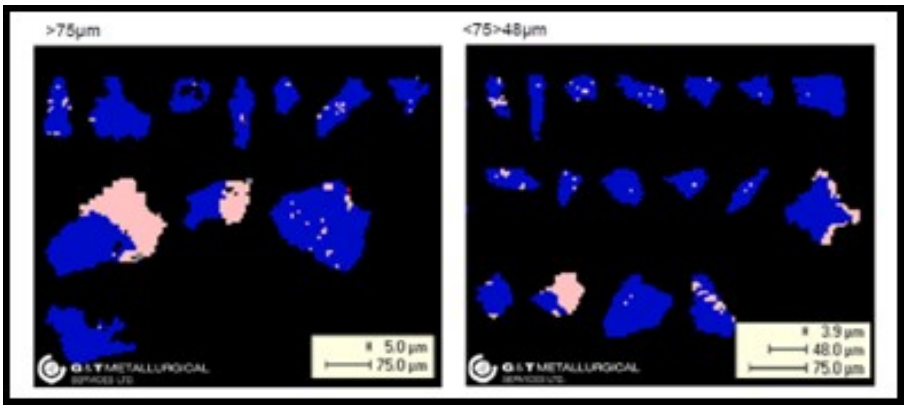


Figura 3. QEMSCAN PARTICLE IMAGE 1-L1 COMPOSITE. Ejemplo de partículas binarias de Esfalerita y plata.

3.3. Caso 3. Fierro en Esfalerita / Zinc marmatítico.

Una problemática muy común en los circuitos de flotación de zinc es la dificultad que se presenta para poder alcanzar un grado comercial de los concentrados de zinc producidos, los cuales normalmente la fundición exige estar por arriba del 50% de zinc metálico para ser comercializados. La explicación se presenta partiendo de la composición química de la Esfalerita la cual se representa con la formula química como $(Zn_xFe_y)S$, en donde átomos de Fe sustituyen en diferentes proporciones al Zn en la red cristalina, de aquí que el porcentaje de Fe en esfalerita puede variar de un yacimiento a otro o incluso de una veta a otra dentro de la misma mina. Con un estudio mineralógico podemos conocer la cantidad de Fe presente en la matriz de la esfalerita, esto determinará el grado del concentrado de zinc que podamos alcanzar en la operación de la planta.

$$(Zn_xFe_y)S$$

Productos	Zn, %	Fe, %	S, %	Total
Mina A, 2010	62.2	6.0	31.9	100.0
Mina B 2019	56.0	10.5	33.5	100.0
Mina C rebajes	54.3	13.5	32.2	100.0
Mina D 2017	60.1	6.2	33.8	100.0
Mina E 2015	56.8	9.7	33.5	100.0

Figura 4. Porcentaje de fierro en la matriz de Esfalerita para diferentes minas de Fresnillo y Peñoles.

3.4. Caso 4. Estudios metalúrgicos durante toda la vida de la mina.

3.4.1. Diferencia en liberación de partículas entre diferentes zonas en la misma operación minera.

La geometalurgia consiste en formar un equipo multidisciplinario en el que participan geólogos, planeadores, mineros y metalurgistas con el objetivo de estudiar los yacimientos minerales que serán procesados en el futuro de acuerdo con el LOM (life of mine), de tal manera que estemos seguros de que estos minerales podrán ser procesados dentro de nuestra planta concentradora obteniendo los grados y recuperaciones metalúrgicas presupuestadas. Debido a que por naturaleza los yacimientos son cambiantes, es muy importante realizar estudios mineralógicos durante toda la vida de la mina, durante los procesos de exploración que se ejecutan año con año.

Como ejemplo podemos mencionar lo encontrado en la Mina "Chihuahua B" la cual durante su procesamiento presenta una muy buena liberación de los minerales de Esfalerita y Galena incluso con una molienda relativamente gruesa de 128 micras. En la tabla 1 se presenta el resultado de un estudio de liberación del "Rebaje 01", en donde podemos observar que la liberación de Galena es de 93.6% y la liberación de Esfalerita es de 91.63% con una molienda de 128 micras, con estos niveles de liberación el proceso de flotación selectiva para obtener concentrados de plomo y zinc es muy eficiente obteniendo muy buenos grados y recuperaciones de plomo y zinc.

Tabla 1. Tabla de liberación absoluta de partículas minerales para el "Rebaje 01" de la mina Chihuahua "B".

p80 128	Gln	Esf	Ccp	Pi	Po	Ars	Gn
Libre	**93.60**	**91.63**	**74.23**	**90.59**	**75.53**	**95.96**	**99.46**
Bin - Galena		2.24	5.54	2.49	3.00	0.32	0.16
Bin - Esfalerita	1.88		10.20	1.89	0.85	0.09	0.17
Bin - Calcopirita	0.34	1.78		0.14	3.00	0.00	0.04
Bin - Pirita	0.63	0.50	0.70		3.20	1.81	0.13
Bin - Pirrotita	0.03	0.04	0.24	0.23		0.00	0.01
Bin - Arsenopirita	0.01	0.00	0.00	0.29	0.00		0.01
Bin - Gangas	3.07	3.14	5.96	3.86	11.60	1.36	
Ternarios	0.43	0.66	3.14	0.49	2.83	0.47	0.03
Total	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

A medida que avanzan los procesos de exploración y explotación de la mina, se empieza a extraer mineral del yacimiento "Rebaje 02". En la tabla 2 se presenta el resultado de un estudio de liberación del yacimiento "Rebaje 02", en donde podemos observar que la liberación es significativamente menor para los minerales valiosos incluso con una molienda más fina de 109 micras, la Galena presenta una liberación de 75.46% y la Esfalerita es de 83.25%, además de presentar una fuerte proporción de partículas binarias de Galena-Esfalerita del orden de 19.03%. Con estos niveles de liberación el proceso de flotación selectiva se vuelve más retador teniendo grados y recuperaciones significativamente menores. Con un buen equipo de geometalurgia nos podemos adelantar a este tipo de retos mineralógicos, estudiando las muestras de exploración y modificar los parámetros de operación, o bien el diseño de la planta en caso necesario para poder sacar el mayor valor económico a nuestros yacimientos.

Tabla 2. Tabla de liberación absoluta de partículas minerales para el "Rebaje 02" de la mina Chihuahua "B".

p80 109	Gln	Esf	Ccp	Pi	Po	Ars	Gn
Libre	75.46	83.25	86.24	74.15	79.52	92.81	97.96
Bin - Galena		6.40	0.00	0.60	0.00	0.00	0.12
Bin - Esfalerita	19.03		4.97	0.82	0.15	1.72	1.29
Bin - Calcopirita	0.00	0.01		0.00	0.00	0.00	0.00
Bin - Pirita	0.02	0.03	0.02		0.04	1.46	0.37
Bin - Pirrotita	0.00	0.00	0.00	0.00		0.00	0.05
Bin - Arsenopirita	0.00	0.00	0.00	0.01	0.00		0.00
Bin - Gangas	1.73	8.94	4.70	22.36	15.55	0.13	
Ternarios	3.76	1.36	4.07	2.06	4.74	3.88	0.20
Total	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

3.4.2. Cambios en mineralogía durante la profundización de la mina.

El equipo de geometalurgía de la mina es el responsable de adelantarse a los cambios que pudieran existir en el yacimiento, un ejemplo es la zonificación que puede existir de los minerales en la mina, así como el cambio en la mineralización a diferentes niveles de profundización de la mina.

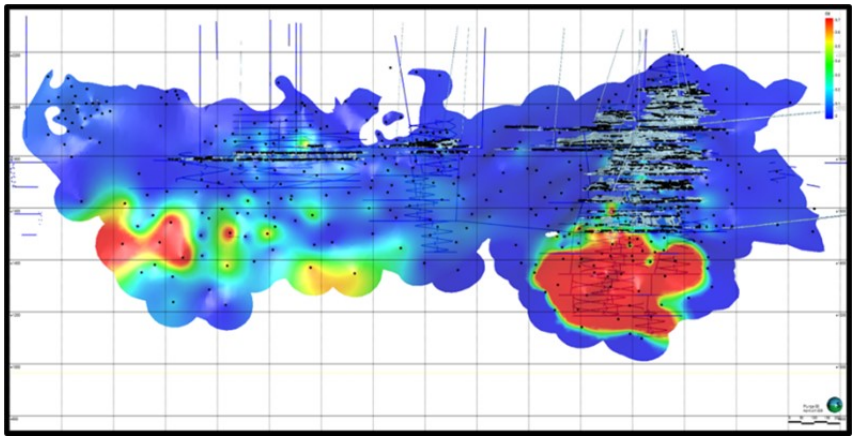


Figura 5. Modelo Geológico para cobre en la veta Mezquite de la mina Zacatecas con valores entre 0.6-0.7% a profundidad.

En la mina Zacatecas se presenta una diferencia significativa en la ley de cobre a medida que se profundiza la mina, en la figura 5 podemos observar como las leyes de cobre en el mineral de cabeza aumentan significativamente a profundidad hasta alcanzar valores de 0.6 a 0.7%. Mas cobre en el mineral de cabeza provoca que este metal se recupere en el concentrado de plomo durante el proceso de flotación, de manera que supera los límites de especificación requerido por el cliente provocándonos problemas de comercialización. Dentro de los trabajos realizados por el equipo de geometalurgia se encuentran los siguientes:

a. Se requirió revisar los modelos geológicos ya que el cobre no estaba bien evaluado en las reservas minerales.
b. Se implemento un programa de pruebas metalúrgicas para evaluar un proceso de separación Pb-Cu.
c. Se definió que se requiere diseñar y construir un proceso para la separación de concentrados de plomo y cobre por flotación.

3.5. Caso 5. Minerales refractarios de oro mina “Chihuahua C”.

Se dice que un mineral es refractario cuando su recuperación por cianuración es baja, así pues, por definición decimos que es “altamente refractario” cuando se lixivia menos del 50% del oro, y “moderadamente refractario” cuando se lixivia entre 50 al 80% del oro. Su baja recuperación en los procesos de lixiviación normalmente se asocia a que el oro está distribuido en partículas finamente diseminadas e inclusive en algunos casos como nanopartículas o a tamaños sub-microscópicos que impiden su contacto con el cianuro.

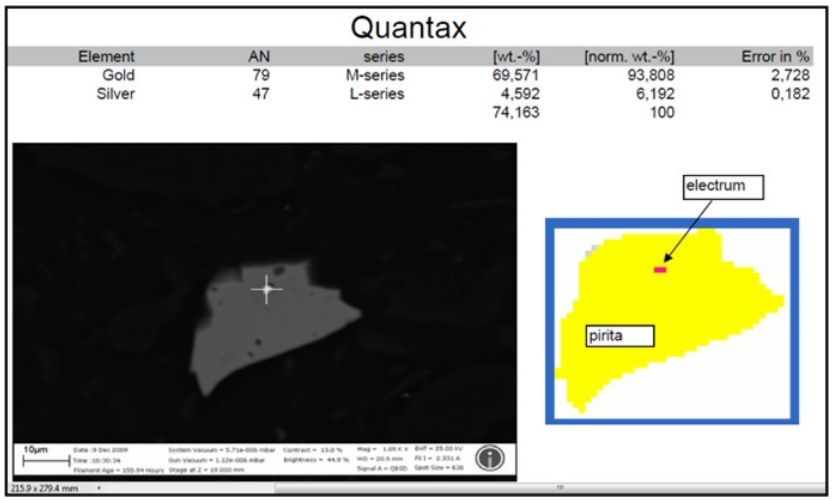


Figura 6. Partícula de electrum (Au-Ag) de un tamaño aproximado a 1 micra asociado a una partícula de pirita de la mina “Chihuahua C”.

En la figura 6 se observa una imagen de una partícula de pirita que contine una partícula de electrum (Au-Ag) en forma de inclusión con un tamaño aproximado de 1 micra. Resulta prácticamente imposible lograr una buena liberación de valores con una molienda convencional e incluso con molienda ultrafina, de manera que este tipo de minerales deben ser tratados por un proceso de oxidación como oxidación a presión, ALBION o BIOX para exponer el oro y la plata y posteriormente puedan ser tratados por cianuración.

Existen minerales en los que incluso el oro se encuentra distribuido en forma de nanopartículas o a tamaños sub-microscópicos principalmente asociados a arsénico, bismuto y/o telurio, para estos minerales la liberación por molienda no es factible y se requerirá de procesos oxidativos complejos para su tratamiento. En la figura 7 se observa nanopartículas de oro asociadas a arsenopirita y teluros. Encerrada en un círculo se presenta una muestra de Kirazli (Turk-21), que contiene inclusiones sub-microscópicas (nanopartículas) de Au. Datos SIMS adicionales del yacimiento Emperor tomados de Pals et al. (2003).

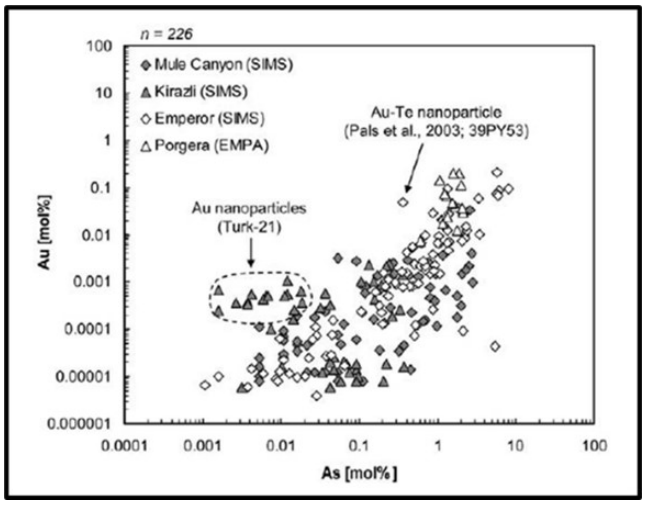


Figura 7. Presentación esquemática de Au-As de análisis SIMS y EMPA de arsenopirita en depósitos epitermales de oro.

3.6. Caso 6. Estudios mineralógicos de la ganga.

Debemos de conocer la mineralogía de los minerales de ganga. Es muy importante conocer los tipos de ganga que tenemos en nuestro depósito, por ejemplo, el tipo de Pirita, Pirrotita y Arsenopirita necesita ser adecuadamente caracterizado, así como su respuesta metalúrgica durante la flotación. Algunos depósitos cuentan solamente con pirita euhedral (cristales macroscópicos bien definidos) que es muy fácil de deprimir durante la flotación, otras cuentan con piritas carbonosas y son normalmente de grano muy fino y que flotan de una manera natural y requieren ser flotadas al inicio del circuito o deprimidas con algún tipo de dextrina (Espinosa, 2013).

Las gangas carbonosas con alto contenido de carbón es un problema muy frecuente y debe ser estudiado para minimizar sus efectos adversos en los procesos de concentración de minerales. En la flotación provocan altos consumos de reactivos espumantes y colectores, de manera que durante la operación se tiene que realizar ajustes en las dosificaciones de los reactivos para evitar perdida de valores, algunas operaciones deciden realizar una etapa previa de flotación del carbón aprovechando su flotabilidad natural, sin embargo, este producto puede arrastrar valores sobre todo metales preciosos. En los procesos de lixiviación con cianuro, el carbón puede ser un serio problema ya que por sus características suele atrapar valores de oro y plata y arrastrarlos hasta los jales, generando perdida de recuperación de valores, lo que se conoce como efecto “preg-robbing”.

Es importante tomar en consideración las arcillas presentes en nuestros yacimientos algunas arcillas por su característica de alta moliendabilidad suelen molerse a tamaños muy finos, de tal manera que en los procesos de flotación son arrastradas en los concentrados de plomo y causar problemas de altas impurezas y problemas en los procesos de filtración ya que bloquean los medios filtrantes. Este efecto puede ser minimizado mediante la dilución de la pulpa en las etapas de limpieza o bien incrementando el número de etapas de limpieza en la flotación, el uso de dispersantes aniónicos y catiónicos también puede mitigar su efecto (Espinosa, 2013).

Otro problema que pueden causar las arcillas en los procesos de Heap leaching es su efecto como precursores de la impermeabilización de los patios, evitando una correcta percolación y causando bajas eficiencias del proceso. Es importante realizar una debida caracterización de las arcillas en las etapas tempranas del proyecto, para corregir este efecto desde el diseño de los procesos incluyendo una etapa de aglomeración de los minerales a ser depositados en los patios. Es muy importante la caracterización adecuada del tipo de arcilla ya que una vez identificadas sus características es más fácil diseñar una posible solución.

4. CONCLUSIONES

En las unidades operativas, así como en las etapas de proyectos de exploración y diseño de procesos, es muy importante contar con un equipo de geometalurgia, el cual está integrado por un geólogo, un minero planeador y un metalurgista. Este equipo es el responsable del estudio de los minerales presentes en el yacimiento, la secuencia de explotación de estos minerales y su respuesta a los procesos metalúrgicos de concentración de minerales en las diferentes etapas de la vida de la mina, de tal manera, que el diseño de procesos asegure el cumplimiento de los presupuestos establecidos de grados y recuperaciones, maximizando el valor económico de los minerales.

La caracterización mineralógica y la respuesta metalúrgica de las muestras de las diferentes zonas de la mina debe continuar durante toda su vida operativa, esto nos permitirá tomar acciones oportunamente en base a los resultados obtenidos. Cada operación debe contar con un presupuesto para la realización de estos estudios de caracterización de minerales.

Un análisis modal es una herramienta indispensable que permitirá tener un entendimiento del comportamiento de las partículas minerales tamaño por tamaño, el grado de liberación y sus asociaciones, así como su comportamiento en los procesos de concentración, ayudando al metalurgista en la toma de decisiones oportuna para la optimización de los procesos.

5. AGRADECIMIENTOS

El autor agradece a la dirección del grupo Fresnillo plc, por permitir presentar el presente trabajo. Además, se agradece a los directivos de las diferentes unidades mineras y el Centro de Investigación y Desarrollo Tecnológico de Peñoles por sus aportaciones y contribuciones en el desarrollo del trabajo.

6. REFERENCIAS

Monro P.D., 2008, Observations on Metallurgical Testwork for Copper Deposit Feasibility Studies. Mineralurgy Pyt Ltd.

Dana, 1922, Textbook of Mineralogy with an extended treatise on Crystallography and Physical Mineralogy, p. 1-3, 185-188 y 311-312.

Wills, B. y Finch, J. 2016, Wills´ Mineral Processing Technology. And Introduction to the Practical Aspect of Ore Treatment and Mineral recovery. Eighth Edition, p. 223-242.

Johnson N.W., 2010, Existing Methods for Process analysis; Flotation Plant Optimization – A Metallurgical Guide to Identifying and Solving Problems in Flotation Plants, Edited by C.J. Greet, Number 16, AusIMMM – The Minerals Institute, p.53.

Espinosa R., 2013, Directrices para la Solución de Problemas Metalúrgicos XXX Convención Internacional de Minería AIMMGM.

Aragón A., 2021, Técnicas de Caracterización y Procedimientos empleados en la Mineralogía Aplicada al Beneficio de Minerales, Universidad Autónoma de San Luis Potosí.

Alcaraz G. y López M., 2021, Geometalurgia Casas Alto, Casas Bajo y Rosario, Departamento de Procesamiento de Minerales CIDT.

Reich M. et al, 2005, Solubility of Gold in Arsenian Pyrite, p. 8-9.

Mejoras técnicas y operativas en la molienda SAG: Diez años de crecimiento en Minera Roble

Alfredo Ibarra[1], Ramon Alanis[2], Adrián Hernández[3], Staff Planta Concentradora

[1] Superintendente Planta Concentradora Minera Roble
[2] Gerencia Técnica de Plantas Peñoles
[3] Superintendencia de Proyectos Metalúrgicos Peñoles
Correo electrónico alfredo_ibarra@penoles.com.mx

Abstract:

Minera Roble, Velardeña Unit of Peñoles Group, began operation of its concentrator plan in May 2013. Since then, the focus has been on process optimization and continuous improvement, which has allowed an increase in production capacity from the initial design of 1,980,000 tpa to 2,800,000 tpa.

Zinc concentrate sales account for 80% of the unit's revenue. However, operating costs and the price per pound of zinc make the mining unit marginal. The C1 cost position of Minera Roble is shown in Figure 1.

Production increases have been achieved by improving the performance of the SAG mill, stabilizing production since start-up, modifying liners, grates, and discharge systems. There has also been capital expenditure for the installation of pebble crushers in the SAG milling area and a second regrind mill. These improvements have allowed us to increase the plant's capacity and utilization, enhancing productivity. Additionally, significant benefits have been achieved in terms of energy savings, reduced liners steel consumption, lower ball consumption, and improved zinc recovery from a metallurgical standpoint.

This document will discuss the following areas:

- Post-startup analysis to identify process improvements.
- Actions to increase production with existing equipment focused on optimizing SAG mill output.
- Expansion of SAG mill with the addition of a pebble crusher and a second regrind mill.
- Optimization of SAG mill through the modification of curved lifters (Stage 1).
- Optimization of the SAG mill through the modification of the grate (Stage 2).
- Discussion of the cost control benefits.

This is an overview of the lessons learned, experiences gained, and how optimization was designed from the start of concentrator plant operations to its current performance.

Resumen:

Minera Roble, Unidad Velardeña del Grupo Peñoles inició operaciones de la concentradora en mayo del 2013, las cuales han tenido un enfoque de optimización y mejora de sus procesos a través del tiempo, por que nos ha permitido incrementar su capacidad de producción de un diseño inicial 1,980,000 tpa a 2,800,000 tpa.

La venta de concentrado de zinc representa el 80% de los ingresos, los costos operativos y el precio de la libra de zinc hace que la unidad minera sea marginal. La posición de Minera Roble del C1 se muestra en la Figura 1.

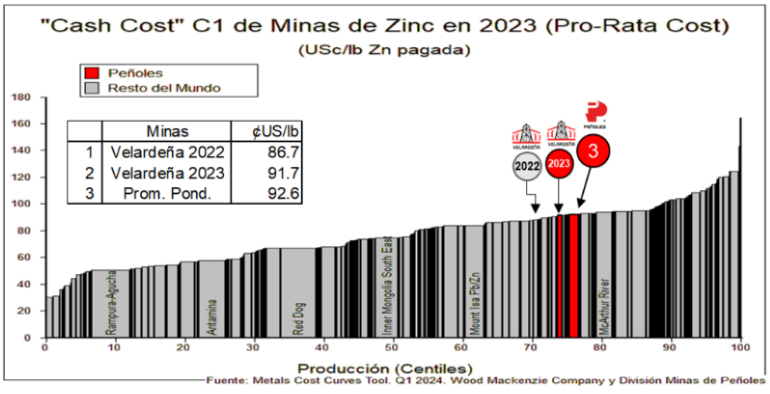


Figura 1. C1 de las minas de Zinc 2023

Los incrementos en la producción se han logrado mediante la mejora en el desempeño del molino SAG estabilizando producción desde el arranque, modificando los lainers, parrillas, descargadores y se tiene un gasto de capital para la instalación de quebradoras de pebbles en el área de molienda SAG y un segundo molino remoledor. Esto nos ha permitido incrementar la capacidad y utilización de la planta, mejorando la productividad, además de obtener grandes beneficios en ahorros en el consumo de energía, acero de lainers, diminución en el consumo de bola y metalúrgicamente incremento en la recuperación de Zn.

En este documento se discutirá las mejoras en los siguientes conceptos:

- Análisis después del arranque para detectar mejoras del proceso.
- Acciones para el incremento de producción con equipo existente enfocado en optimizar la producción del molino SAG.
- Expansión molienda SAG con incorporación de quebradora de pebbles y adicionar un segundo molino remodelor.
- Optimización del molino SAG modificación de levantadores curvos (etapa 1).
- Optimización del molino SAG modificación de parrilla (etapa 2).
- Discusión de beneficios en control de costos.

Esta es una reseña de los aprendizajes, experiencias obtenidas y como se fue diseñando su optimización desde inicios de operación de la planta concentradora hasta su actual desempeño.

Introducción

Industrias Peñoles, es propietaria de Minera Roble S.A de C.V, la cual se encuentra localizada en la comunidad de Velardeña, perteneciente al municipio de Cuencamé, Durango.

El yacimiento de mineral de Zinc ubicado en Velardeña representa un activo estratégico para la Industrias Peñoles, debido a su proximidad – aproximadamente 120km- con la planta de fundición Met-Mex, situada en la ciudad de Torreón, Coahuila.

Este yacimiento esta constituido por tres cuerpos minerales principales:

1. **Cuerpo Antares Norte.** Consiste en minerales de tipo Skarn con sulfuros masivos, semimasivos, y diseminados de Zn-Fe con morfología irregular tipo lenticular al alto y bajo del dique aplitico. La mineralogía en esta zona incluye sulfuros de Zn, Fe, Cu, Au y As.
2. **Cuerpo Anteres Sur.** Se encuentra alojado en el contacto sur del Pórfido Riolítico. La mineralización ocurre como sulfuros diseminados y semimasivos de la zona de Skarn.
3. **Cuerpo Santa María.** Localizado en el borde norte del domo del mismo nombre, asociado al contacto de un dique aplitico. La mineralización se manifiesta como sulfuros masivos de Zn, Fe, As, con presencia subordinada de Pb y Ag.

El diseño inicial de la mina consideraba una producción de 6,000 tpd, de las cuales el 83.3 % es transportado mediante acarreo en camiones hacia superficie, mientras que el 16.7% restante se extrae a través del tiro principal. Esta producción se deposita en el Domo del stock pile, el cual cuenta con una capacidad de 60,000 toneladas.

Tanto en el interior de mina como superficie, se cuenta con quebradoras de quijada modelo CC120 y CC150 de la marca Mesto, respectivamente. Estos equipos generan K_{80} @ -6” (152.4 mm).

El concentrador de Minera Roble inicio operaciones en mayo de 2013, con una capacidad instalada de procesamiento de 1’980,000 toneladas por año (equivalente a 6,000 tpd), y una disponibilidad operativa del molino del 90.05%. La configuración del circuito de molienda se muestra en la Figura 2.

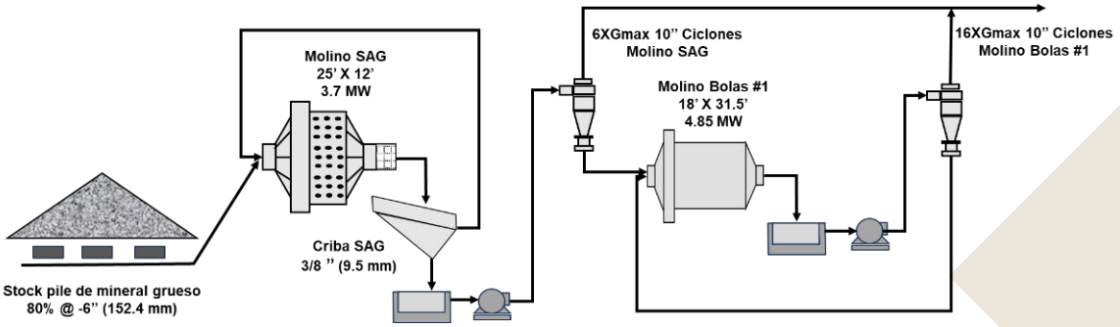


Figura 2. Diagrama de flujo original del circuito de molienda Minera Roble.

El propósito del proyecto fue estabilizar la producción conforme al diseño durante el primer año de operación, incrementar el tonelaje procesado utilizando la capacidad instalada, y preparar la planta para futuros aumentos de producción. El objetivo general consistió en maximizar la tasa de molienda utilizando la infraestructura y las inversiones originales, evitando aumentos en los costos operativos. Para lograrlo se implementaron estrategias de control de consumos críticos como medios de molienda, lainas y se buscó mantener el volumen de ventas de zinc, compensando la diminución de leyes en el mineral. Todas estas acciones se respaldaron mediante estudios técnicos y análisis operativos especializados.

Metodología

Minera roble cuenta con un sistema de adquisición de datos en línea mediante la plataforma PI System. La información recolectada fue procesada estadísticamente con el propósito de identificar los principales factores que inciden en la capacidad de tratamiento del molino SAG.

Entre las variables que afectan directamente el desempeño del molino se encuentran: granulometría de alimentación, dureza, abrasividad, viscosidad de pulpa. Estas variables, al interactuar, generaran fenómenos como el slurry pooling que limita la capacidad operativa del molino. Según Condori-Powell (2006) "el volumen de pulpa en el molino determina el gradiente de presión en la carga desde el extremo de alimentación hasta el extremo de descarga, aumentando o reduciendo la transferencia de flujo".

El incremento de potencia o sobre carga del molino SAG está determinado por la capacidad de descarga de la pulpa, nuestro análisis nos permitirá proponer cambios en los descargadores y área de parrilla a través del tiempo para lograr los objetivos mencionados anteriormente.

Como línea base, se utilizó la estadística operativa correspondiente al año 2013. En dicho periodo, se observó que dentro del rango de 14.4-20.0 kW/t se alcanzaba un ritmo promedio de molienda de 249.71 tph. El diseño de factor energético debería ser de 14.8 kW/t (3,700 kW a 250 tph), se observa que el 93% de los datos se ubican en el rango mencionado en el análisis de la Figura 3.

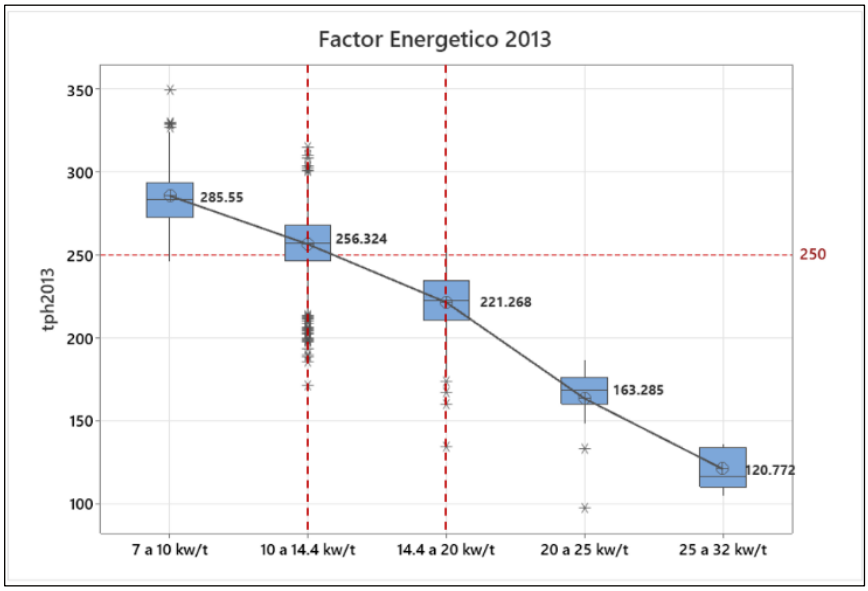


Figura 3. Capacidad de ritmo de molienda vs. Rangos de factor energético.

En el año 2013 se obtuvo en promedio un ritmo de molienda de 249.7 tph alcanzando el 99.88% del ritmo de molienda planeado. Sin embargo, se identificó potencial de mejora. (ver Figura 4.)

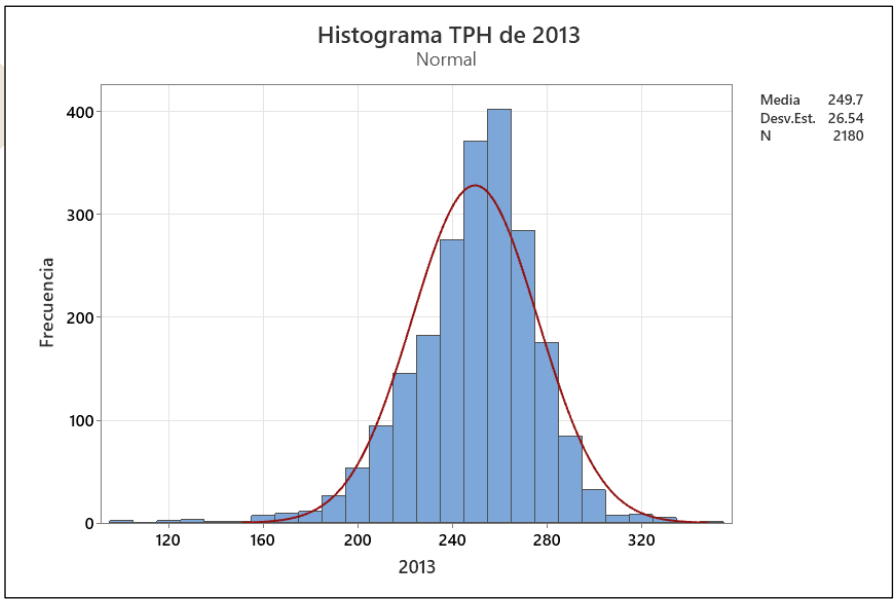


Figura 4. Ritmos de molienda 2013

El proceso de análisis inicio con la identificación a nivel macro en el proceso de la molienda SAG parámetros y variables que contribuyen a la eficiencia de este proceso. (ver Figura 5)

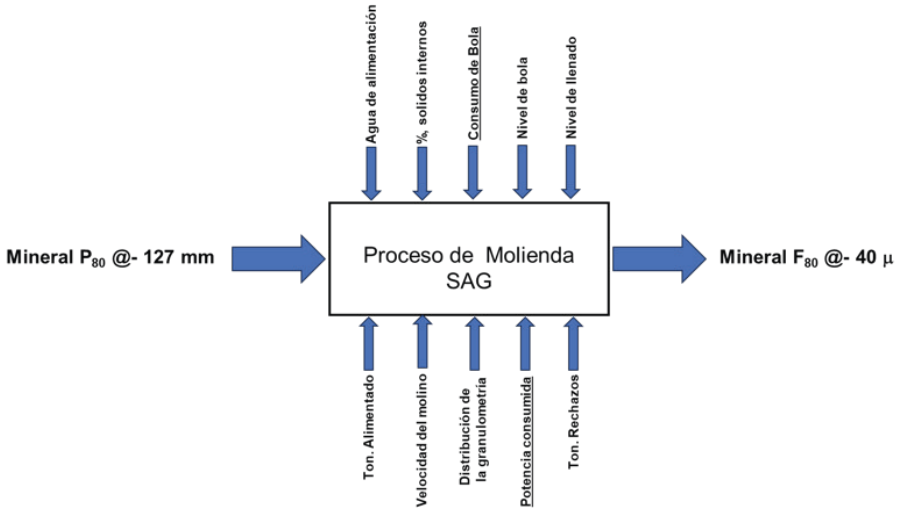


Figura 5. Variables que intervienen en el proceso de molienda SAG.

En el año del 2014, se llevaron a cabo diversas acciones para optimizar la operación, entre ellas: sintonía de lazos de control, cambio de diámetro de tuberías del bombeo de bajo flujo de los molinos, área de criba de rechazos, cambio de reductores hidráulicos a electromecánicos de los alimentadores del molino SAG y optimización de la granulometría proveniente de mina. Como resultado se logró un incremento de 4.9% en el ritmo de molienda y una reducción de la variabilidad del proceso de 10.6% a 7.9% (ver figura 6).

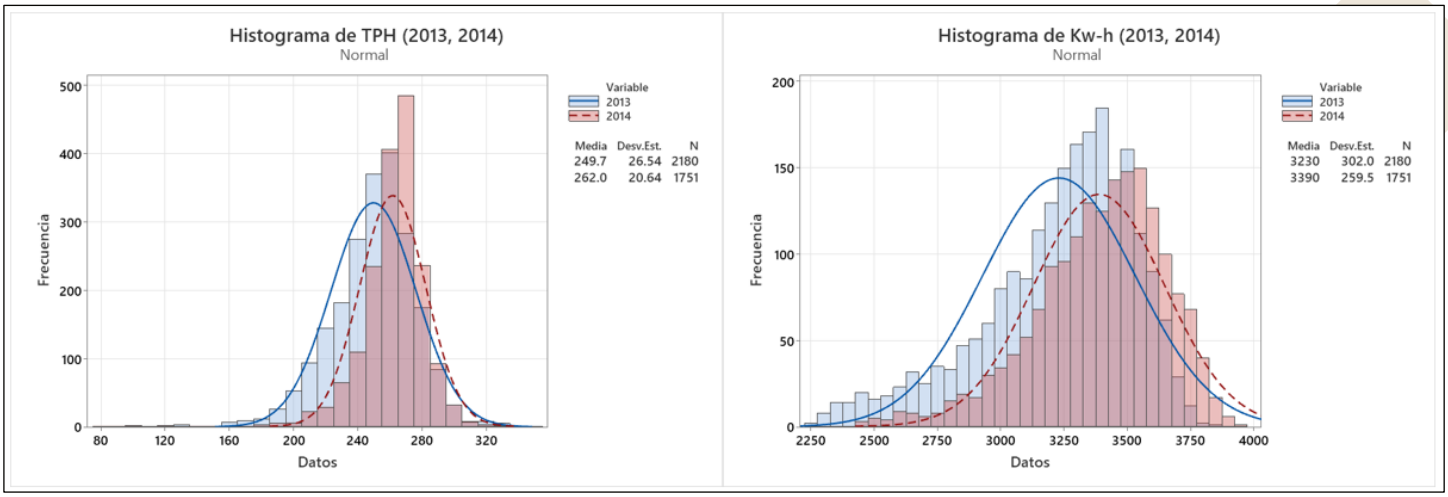


Figura 6. Comparativo ritmo de molienda y consumo de energía 2013 vs. 2014.

La optimización continuó con la realización de pruebas de parámetros SAG (Drop Weight Test) para los distintos cuerpos minerales. Estos estudios, realizados en el CIDT (Centro de Investigación y Desarrollo Tecnológico), confirmaron que los minerales de Minera Roble presentan una mayor dificultad para la molienda dentro del grupo, con incrementos sostenidos en dureza y resistencia a la rotura (ver Tablas 1 y 2; Figura 7)

Tabla 1. Resultados de prueba Drop Weight.

	A	b	Axb	ta	GE
Alim. SAG	89.5	0.36	32.22	0.23	3.28

Tabla 2. Resistencia al impacto y a la rotura por abrasión.

	Muy Duro	Duro	Moderado Duro	Medio	Moderado Suave	Suave	Muy Sauve
Axb	<30	30-38	38-43	43-56	56-67	67-127	>127
ta	<0.24	0.24-0.35	0.35-0.41	0.41-0.54	0.54-0.65	0.65-1.38	>1.38

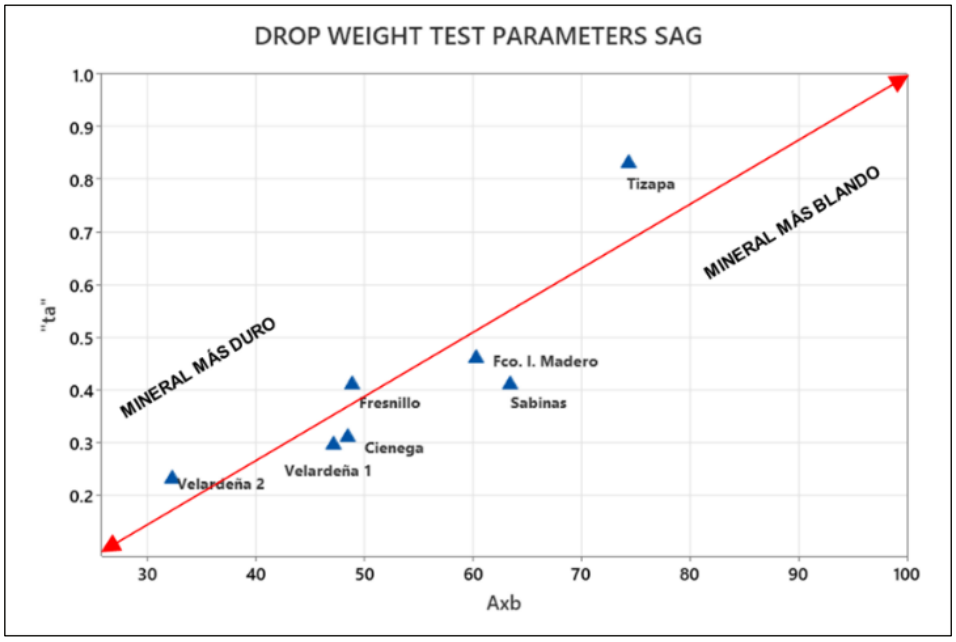


Figura 7. Parámetros SAG.

Este aumento en los parámetros SAG demandó una mejora en la velocidad de evacuación de la pulpa, lo cual requería aumentar la capacidad de descarga. El análisis de las limitantes del molino señaló tres variables clave que inciden en la transferencia de flujo: (1) componentes de transporte de lodos, (2) variables de flujo y (3) factores que afectan cada componente. Se identifico que la capacidad estaba limitada principalmente por el diseño de las láminas del cilindro, el área abierta de las parrillas y el diseño de los descargadores.

Nos enfocaremos en el flujo a través de la carga (Carga y pool), flujo a través de la parrilla y reflujo (ranuras de las parrillas).

El diseño original de los descargadores rectos y parrillas con área diseño se muestra en la Figura 8.

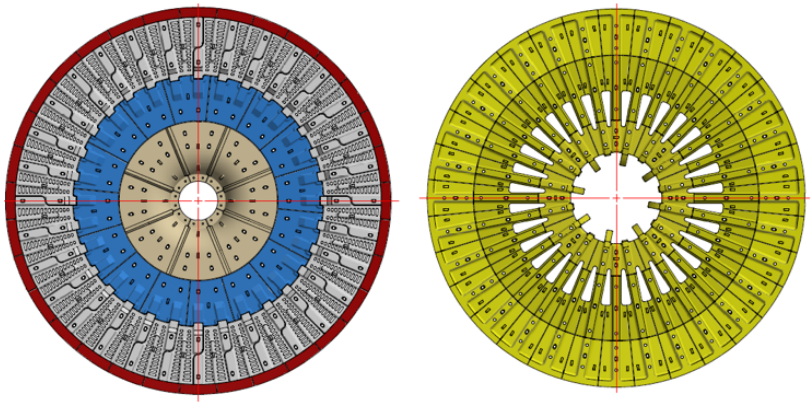


Figura 8. Cabezal descarga molino SAG.

Con base en ello, entre 2015y 2017 se implementaron cambios en los perfiles de lainas del cilindro, se incrementó el área en parrillas en un 15.6% y se rediseñaron los descargadores, ampliando su área en 50%.

En la figura 9 se tienen las simulaciones de perfiles de 20° y cambio a 30° de las lainas del cilindro.

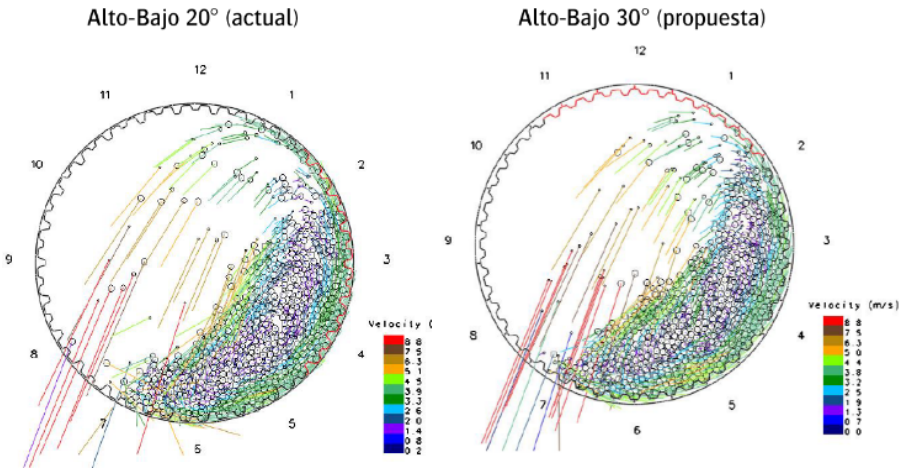


Figura 9. Simulaciones de los perfiles de lainers.

Con estas acciones, sin modificar la capacidad instalada, se obtuvieron beneficios de 3.4% en incremento del ritmo de molienda y factor energético disminuyo 4.8% comparado al 2014.

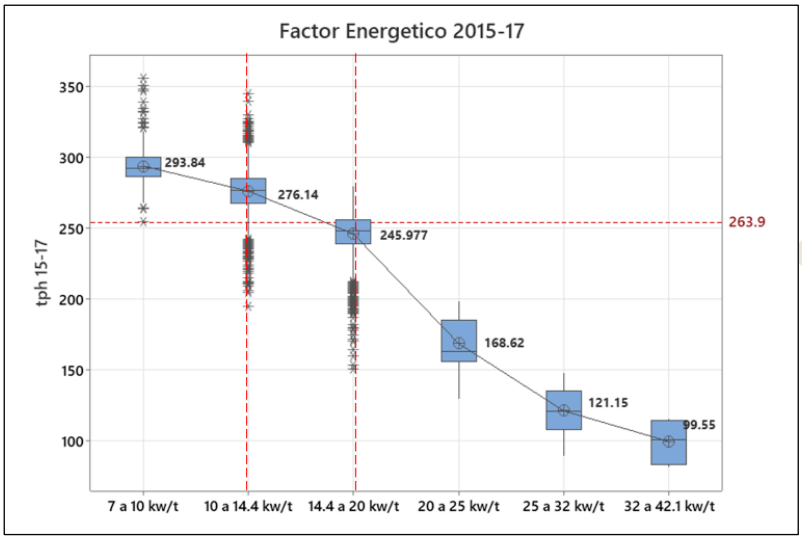


Figura 10. Factor energético 2015-2017

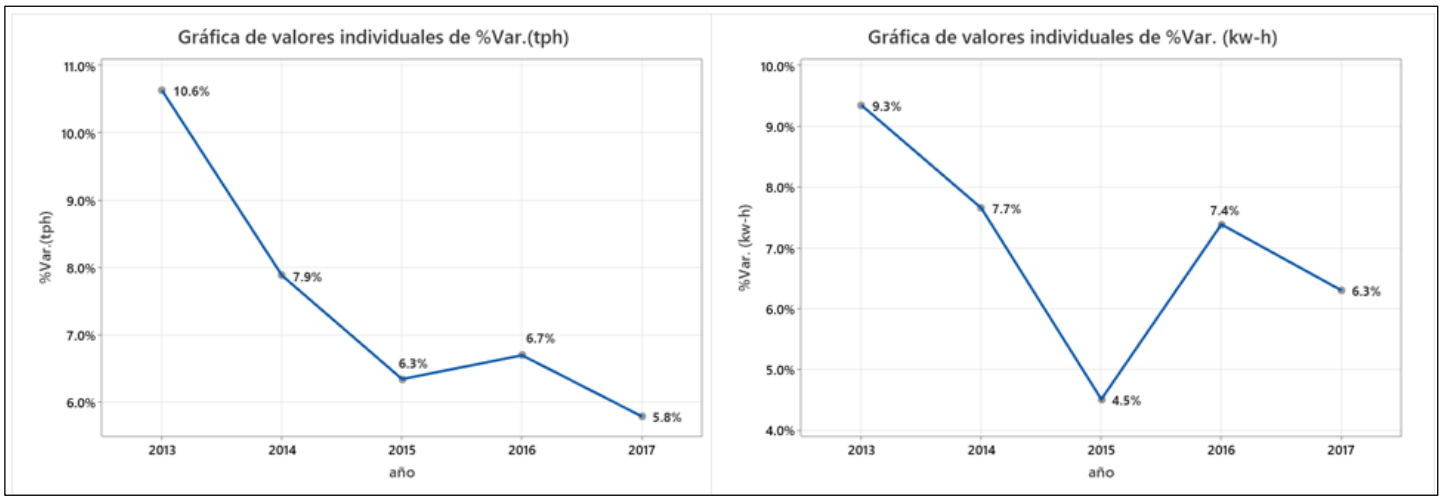


Figura 11. Comparativo ritmo de molienda y consumo de energía 2015-2017.

Capacidad del proceso se fue optimizando con la disminución de la variabilidad de los indicadores clave como ritmo de molienda y consumo de energía.

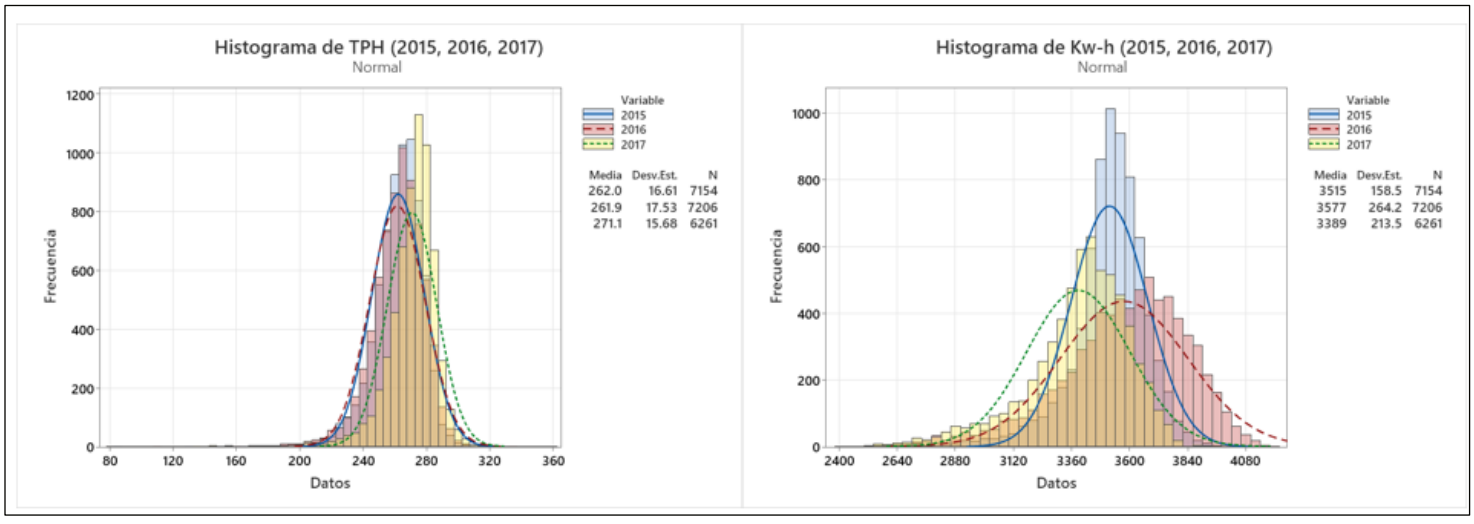


Figura 12. % Var. Tph y kw-h 2014-2017.

Este periodo resultó fundamental para comprender las verdaderas limitantes de la capacidad instalada y sentar las bases para un futuro incremento del ritmo de molienda hasta 333.3 tph.

A partir de estas observaciones, se definió una estrategia en dos etapas: (1) incorporar quebradoras de pebbles para liberar carga al molino SAG y (2) añadir un molino remoledor que asegurara una granulometría final de P_{80} = 45 mm (ver Figura 13). El SAG fue identificado como el principal cuello de botella del proceso, por lo que se priorizó su intervención.

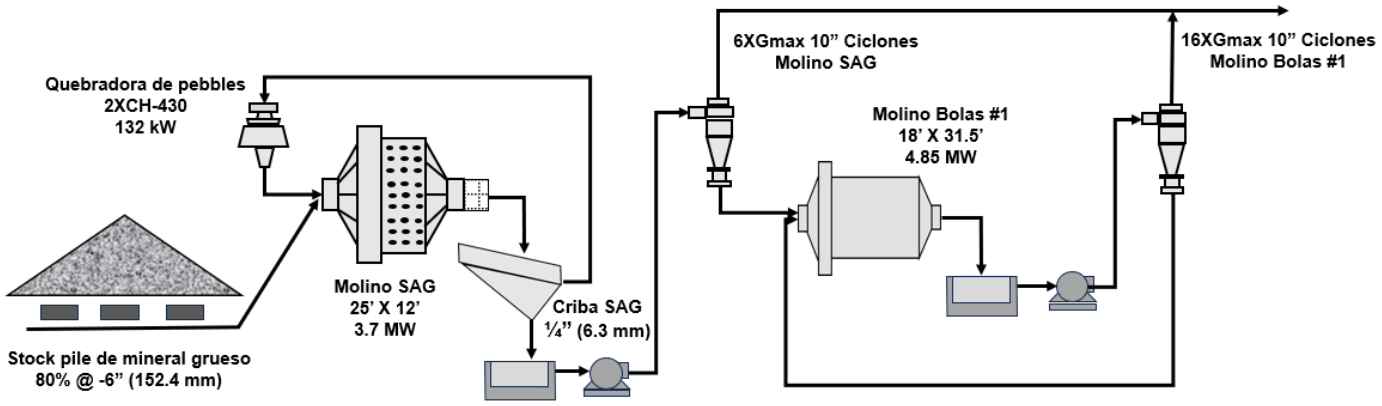


Figura 13. Diagrama de flujo molienda con incorporación quebradoras de Pebbles.

Con el fin de no afectar la granulometría de alimentación (F80) del molino remoledor se redujo el área de cribado en un 33.3%. para incrementar los rechazos de la criba y retornar a quebradoras de pebbles para maximizar su capacidad.

El año 2018 fue vital para entender y comprender la operación del molino SAG con la incorporación de la quebradoras de pebbles e ir desarrollando diseños de descargadores y área de parrillas de descarga, así como diseños de perfiles de quebradoras de pebbles. Ya que el plan de incremento de molienda a 333.3 tph estaba proyectado para el 2019.

Durante el año 2018 se estuvo analizando la operación del molino SAG y la quebradora de pebbles se tuvo un incremento de producción, pero no fue el esperado para cumplir el plan el plan, aunque la variabilidad del consumo de energía no hubo cambio significativo el máximo incrementó de ritmo de molienda fue de 292 tph quedando abajo del plan 12.4%

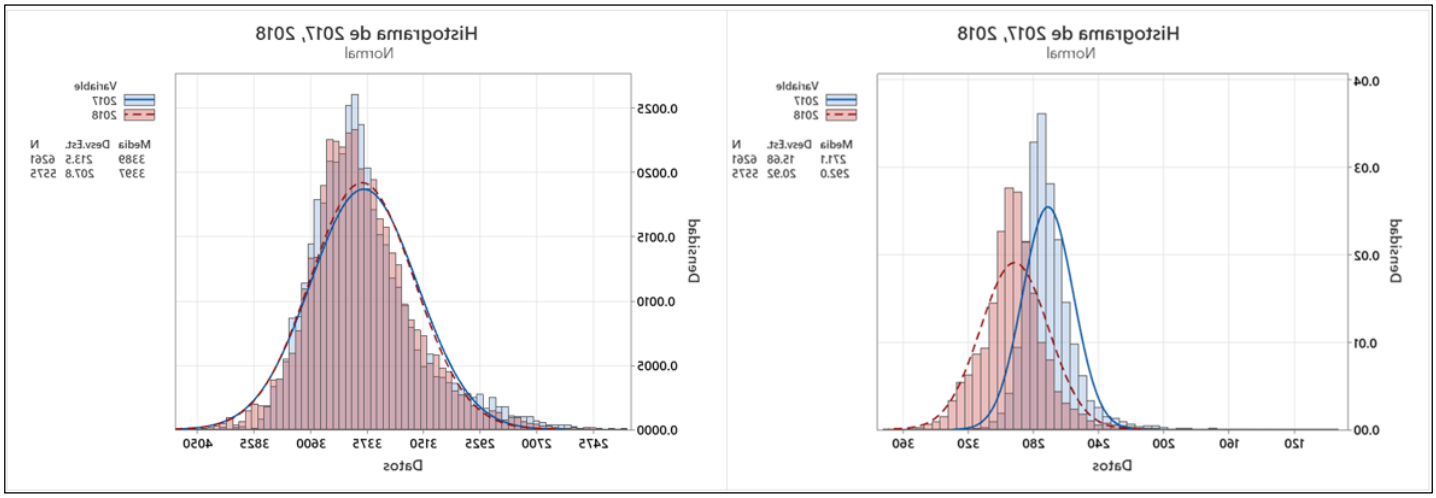


Figura 14. Comparativo ritmo de molienda y consumo de energía 2017 vs. 2018.

Este análisis de la información obtenida sobre todo en el primer trimestre de año nos dio la pauta para tomar la decisión de incorporar un proyecto que se venía estudiando y se inició su gestión desde mediados del 2018, el cual era incorporar los descargadores curvos un diseño que en la industria a nivel mundial se había probado con bueno resultados. Para incrementar el desalojo de la pulpa será atendiendo que "Las parrillas de descarga y los elevadores de pulpa desempeñan un papel importante en el rendimiento de los molinos autógenos (AG) y semiautógenos (SAG). El rendimiento de los elevadores de pulpa, junto con el diseño de las parrillas, determina la capacidad de flujo de estos molinos". (Sanjeeva, Latchireddi. 2006).

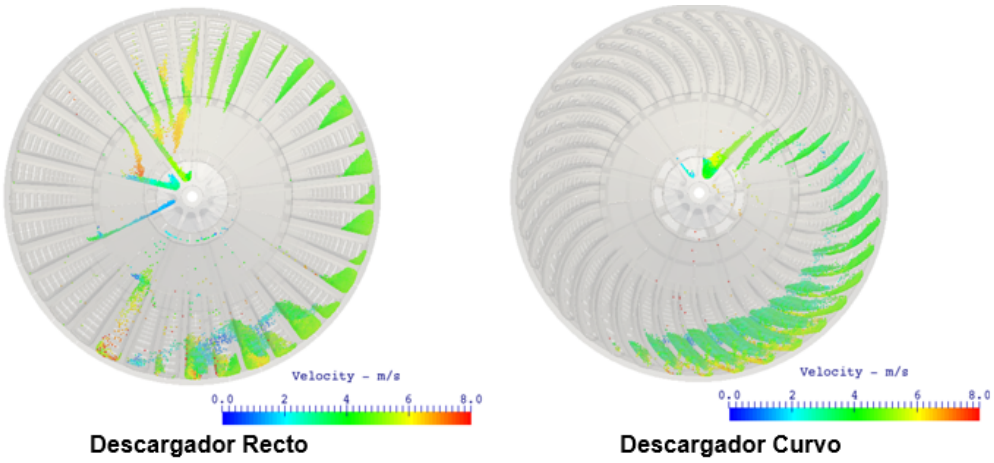


Figura 15. Grafica de simulaciones comparativa de descargadores

Con la implementación de estos descargadores curvos en 2020, se logró eliminar el reflujo generado por los diseños rectos anteriores, reduciendo el slurry pool y mejorando la eficiencia de molienda. El estudio comparativo realizado ese mismo año confirmó que "el molino SAG de Minera Roble seguía las tendencias de consumo energético y tonelaje de otros molinos de similar tamaño que procesan minerales de dureza comparable, concluyendo además que existía capacidad adicional de tratamiento antes de presentar problemas de pooling" (González, J., 2022).

Durante el periodo 2019–2025, el incremento de capacidad se consolidó con la instalación de descargadores fijos y el aumento del área abierta de los slots a 1.25". El diseño final del cabezal de descarga se muestra en la Figura 16.

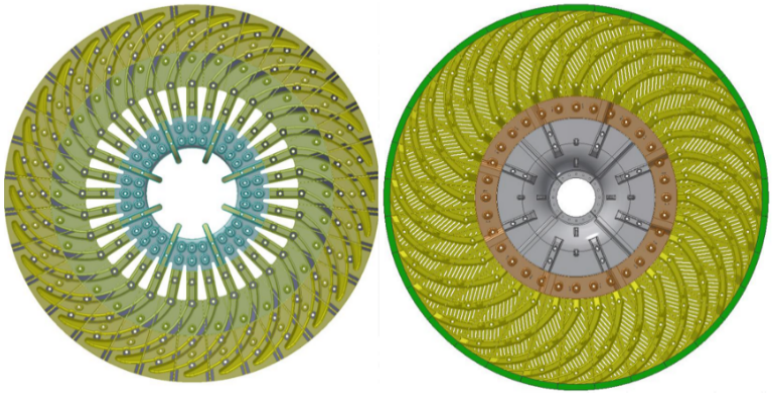


Figura 16. Diseño final cabezal de descarga.

Resultados

Durante el periodo 2019–2023 se obtuvieron mejoras significativas en productividad, eficiencia energética y reducción de la variabilidad operativa del proceso de molienda SAG. El ritmo de molienda (throughput) mostró un incremento del 10.46 %, alcanzando un valor promedio de 355.9 toneladas por hora (tph) al cierre de 2023. Simultáneamente, la variabilidad del ritmo de molienda se redujo en un 29 %, pasando de 8.89 % a 6.31 % (ver Figura 17).

En cuanto al consumo de energía, se observó una disminución del 37.66 % en la variabilidad, de 7.07 % a 4.80 %, manteniéndose el consumo máximo en 3,700 kWh, lo que evidencia un control más estable y eficiente del proceso.

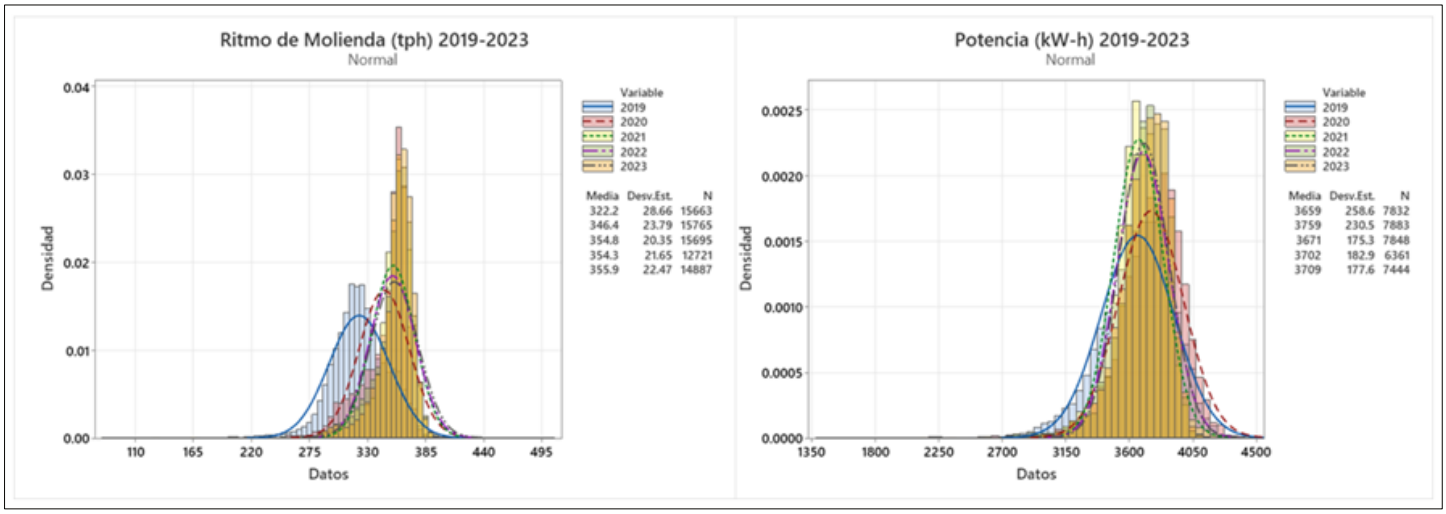


Figura 17. Comparativo ritmo de molienda y consumo de energía 2019-2023.

En los dos años siguientes, correspondientes a 2024 y el primer semestre de 2025, se consolidó la tendencia hacia una mayor estabilidad operativa. Se registró un ritmo de molienda promedio de 355.7 tph, con un factor energético de 10.67 kWh/t, lo que representa una reducción del 27.9 % respecto al diseño original (14.8 kWh/t). Esto refleja una optimización sustancial en la utilización de la energía disponible (ver Figura 18).

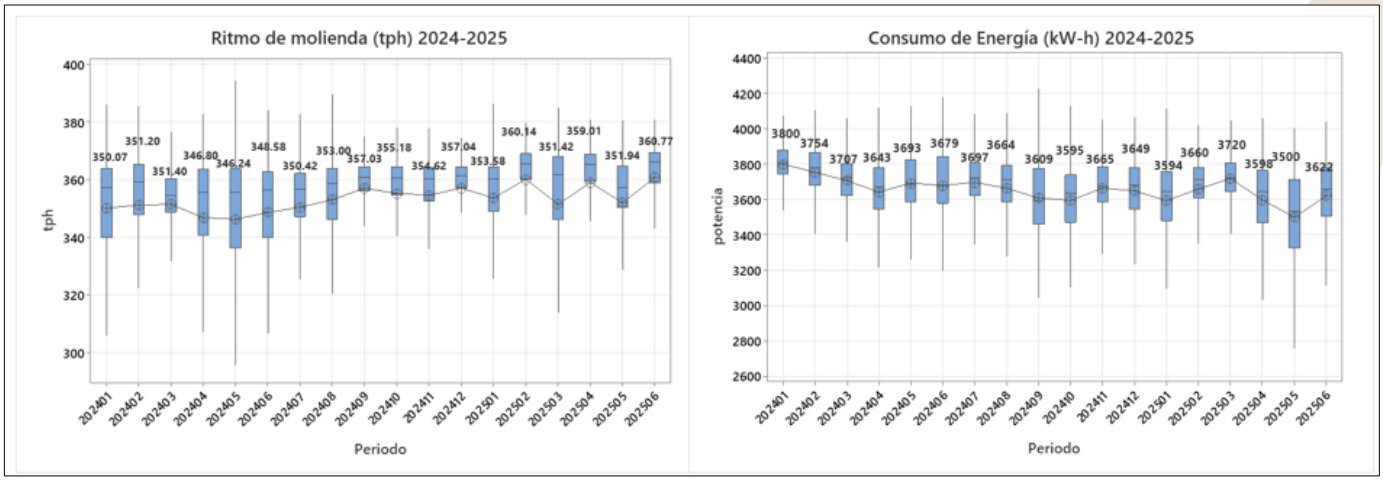


Figura 18. Comparativo ritmo de molienda y consumo de energía 2024-2025

Asimismo, se lograron mejoras importantes en el consumo de acero, tanto en las lainas como en bolas. Antes de las mejoras, cada juego de lainas procesaba en promedio 643,708 toneladas. Después de las modificaciones implementadas, la vida útil se extendió significativamente, alcanzando un promedio de 1,009,320 toneladas, lo que representa un aumento del 56.8 %.

Respecto al consumo de bolas, los estudios iniciales preveían un aumento en el nivel de carga de bolas del 6 % al 9 % con el incremento del ritmo de molienda. Si bien el nivel de bolas se mantuvo en 9 %, se detectó una reducción significativa en la tasa de reposición debido a un menor desgaste. Este efecto fue atribuido a la mayor eficiencia en la descarga del molino, que evitó la recirculación de carga interna (reflujo). Como resultado, el consumo de bolas disminuyó en un 39.97 %, lo que representa un beneficio económico y operacional considerable (ver Figura 19).

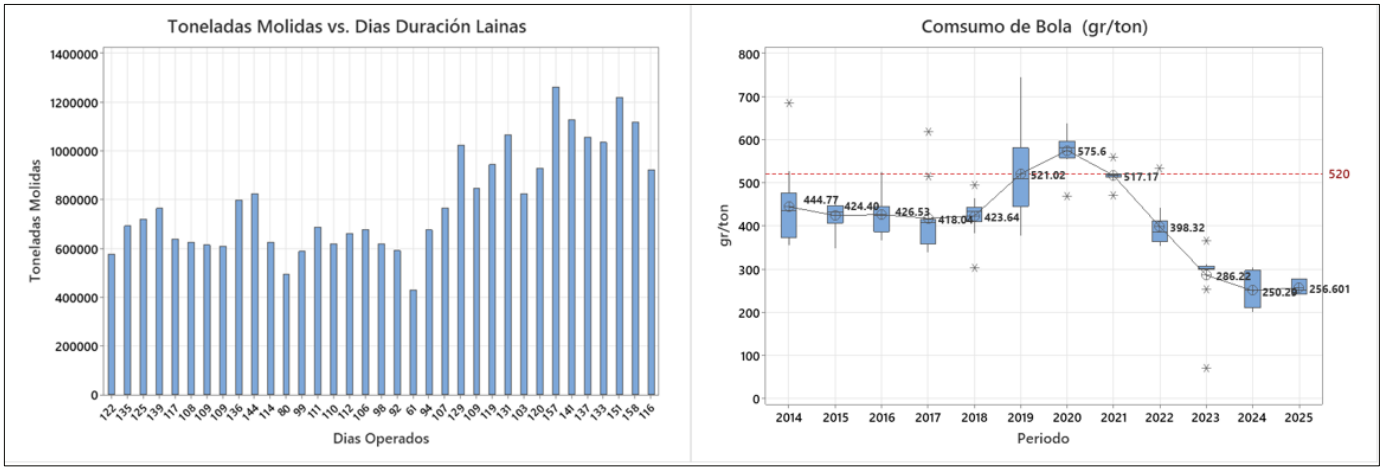


Figura 19. Consumo de Acero (Lainas y Bola)

La disminución de la variabilidad en el ritmo de molienda tuvo un efecto positivo en la recuperación metalúrgica de zinc. La mayor estabilidad en el proceso de molienda generó condiciones más uniformes en la etapa de flotación, lo que permitió realizar ajustes en los circuitos y esquemas químicos. Como resultado, la recuperación de Zn superó en un 5% la meta establecida en el plan (Figura20).

Figura 20. Recuperación de Zinc

Conclusiones

La implementación progresiva de modificaciones en los descargadores y el incremento del área abierta de descarga del molino SAG permitieron superar el ritmo de molienda planeado, logrando además una significativa reducción en la variabilidad de las principales variables del proceso. Esto se tradujo en una operación más estable y en una optimización sustancial del consumo energético.

La disminución de la carga circulante o slurry pooling fue un factor clave, ya que permitió reducir de manera considerable el consumo de acero, tanto en bolas como en liners, y mejorar la eficiencia de utilización del molino.

La estabilidad alcanzada en la etapa de molienda generó las condiciones necesarias para llevar a cabo un análisis detallado y una posterior optimización del circuito de flotación. Esto resultó en un aumento en la recuperación del zinc, sin afectar las recuperaciones ni los grados de otros elementos de interés como plata (Ag), plomo (Pb) y cobre (Cu), a pesar de haberse incrementado el P_{80} de 45 mm a 55 mm.

En conjunto, estas mejoras reflejan una operación más eficiente, robusta y adaptable, con capacidad para enfrentar incrementos futuros en la demanda de procesamiento sin comprometer la estabilidad metalúrgica del sistema.

Agradecimientos:

Se expresa un especial agradecimiento al personal de operación y mantenimiento de planta por su valioso apoyo, compromiso, dedicación y seguimiento durante la implementación de este proyecto estratégico para Minera Roble.

De igual manera, se reconoce la participación de los gerentes de unidad que intervinieron en las distintas etapas administrativas del proyecto, así como al Director General, Ing. L. Humberto Vázquez, y a los Subdirectores, Ings. Roberto González y Javier Berumen, por la confianza depositada y el respaldo constante brindado.

Asimismo, se agradece a la Gerencia Técnica de Plantas, representada por el Ing. Ramón Alanís, por su acompañamiento técnico y apoyo a lo largo del desarrollo de esta iniciativa.

Referencias bibliográficas

Condori, P., Powell, M.S. 2006, A proposed mechanistic slurry discharge model for AG/SAG mills. p. 425-426

Sanjeeva Latchireddi New pulp discharger for efficient operation OFSAG/SAG mills with pebble circuit. p. II 72.

González, J.F., Almeida J. Dikmen S. 2022, Evaluación y optimización del circuito de molienda en Minera Roble: Máxima capacidad de molienda a 40µm y alternativas para lograrlas. p.1 Metso:Outotec

Dibujos Arreglo general Molino SAG 7.9 m X 4.42 Minera Roble

Muestreo circuito de molienda, Proyecto 002-OT10-010-23. Departamento de procesamiento de minerales CIDT. Garcia j. F., Alcaraz G. febrero 2023

Determinación de índice de trabajo "Pebbles" Velardeña, Proyecto 002-OT10-010-20. Departamento de procesamiento de minerales CIDT. Garcia j. F., Casas O . mayo 2020

Geometalurgia Velardeña "Santa María, La Industria, Mineral de Cobre Proyecto 002-OT10-23. Departamento de procesamiento de minerales CIDT. Garcia j. diciembre 2022

Simulación CFD para el Diseño y Optimización del sistema de descarga por parrilla para molinos de bolas

R. I. Urias[1], J. A. Delgadillo[2], H. Tagles[3] y A. Cinco[4]

[1] FUCASA
Departamento de Ingeniería de Proyectos
(ruben.urias@fucasa.com)
[2] Universidad Autónoma de San Luis Potosí
Facultad de Ingeniería
[3] FUCASA
Departamento de Diseño
[4] FUCASA
Departamento de Ingeniería de Proyectos

RESUMEN

Investigaciones previas orientadas a la optimización del desempeño de molinos SAG y molinos de bolas han abordado principalmente el análisis de variables operacionales como la potencia específica, el nivel de carga interna y la configuración de los blindajes, con el objetivo de maximizar la eficiencia del proceso de conminución. En el presente estudio, se introduce el desarrollo tecnológico e implementación de un sistema novedoso de descarga curvo, diseñado por el equipo de Investigación FUCASA, específicamente para molinos de bolas con descarga por parrilla.

La incorporación de esta tecnología ha evidenciado mejoras sustanciales en la capacidad de procesamiento, atribuibles a una optimización de las condiciones reológicas de la pulpa en el interior del molino. La determinación de la geometría óptima del sistema de descarga se realizó mediante el uso de metodologías avanzadas de simulación computacional, integrando técnicas de dinámica de fluidos computacional (CFD) como herramienta predictiva a escala industrial.

Los resultados experimentales indican un aumento en el flujo volumétrico de pulpa evacuada, con incrementos en el rango del 20 % al 27.44 %, lo que contribuye a minimizar la acumulación de pulpa en el interior del molino. Esta condición favorece la eficiencia de la molienda en la cámara de rompimiento, al incrementar la interacción abrasiva entre partículas y, consecuentemente, la probabilidad de fractura del mineral. Los modelos CFD pueden reproducir la reología de la pulpa de los molinos de bolas con descarga de parrilla a nivel laboratorio e industrial, donde se ha encontrado que el desarrollo del diseño industrial ágil influye en gran medida en los resultados obtenidos.

ABSTRACT

Previous research focused on performance of SAG Mills and Ball mills has primarily addressed the analysis of operational variables such as mill power, internal charge level, and liners configuration, with the goal of maximizing the efficiency of the comminution process. This study presents the technological development and implementation of a groundbreaking curved discharge system, designed by the FUCASA R&D team, specifically for ball mills with grate discharge.

The incorporation of this technology has demonstrated substantial improvements in processing capacity, attributable to the optimization of the rheological conditions of the pulp inside the mill. The optimal geometry of the discharge system was determined using advanced computer simulation methodologies, integrating computational fluid dynamics (CFD) techniques as a predictive tool on an industrial scale.

Experimental results indicate an increase in the volumetric flow rate of evacuated pulp, ranging from 20% to 27.44%, which contributes to minimizing pulp accumulation inside the mill. This condition favors grinding efficiency in the breaking chamber by increasing abrasive interaction between particles and, consequently, the probability of mineral fracture. CFD models can reproduce the pulp rheology of ball mills with grate discharge at laboratory and industrial levels, where the development of agile industrial design has been found to greatly influence the results obtained.

INTRODUCCIÓN

La acumulación de pulpa en el interior de los molinos semi-autógenos (SAG) consti-

tuye una limitación operativa significativa, ya que propicia la formación de una zona estancada —comúnmente denominada "alberca de pulpa"— que reduce la eficiencia de molienda y, en consecuencia, la capacidad de procesamiento del equipo. Este mismo fenómeno ha sido observado de forma creciente en molinos de bolas con configuración de descarga por parrilla. La formación de la alberca de pulpa se asocia principalmente a un diseño subóptimo del sistema de descarga, el cual está conformado por la parrilla, los levantadores de pulpa y el componente descargador, como se ilustra en la Figura 1.

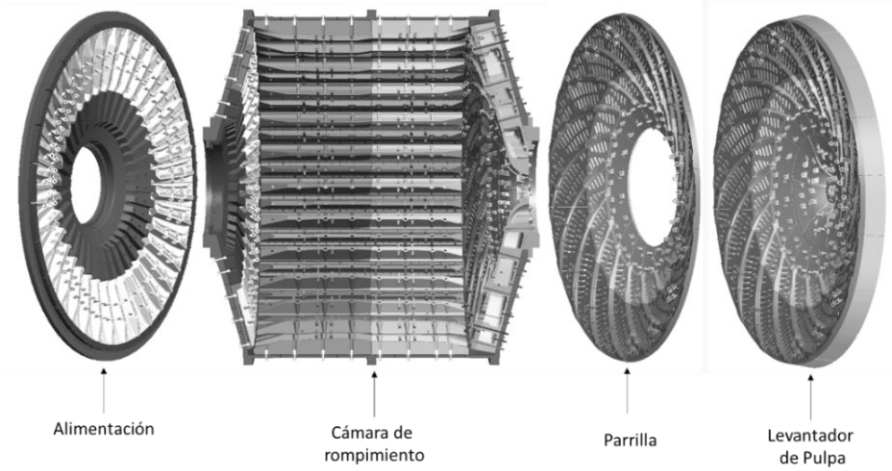


Figura 1. Componentes de molinos rotatorios con descarga de parrilla (Delgadillo, 2025)

Diversos estudios han evidenciado que una mejora sustancial en las condiciones operativas de los molinos puede lograrse mediante una selección adecuada de la geometría del sistema de descarga, particularmente del componente descargador (Latchireddi & Morrell, 2003; Rajamani et al., 2011; Mararíu, 2019). En este contexto, el levantador de pulpa desempeña un rol clave, ya que debe extraer la pulpa en dirección contraria a la rotación del molino, enfrentando directamente la fuerza centrífuga generada durante la operación. Sin embargo, la descarga efectiva no se produce durante toda la rotación, sino en un intervalo limitado, estimado en promedio como el 25 % del ciclo por revolución.

El aumento del diámetro del molino intensifica la fuerza centrífuga aplicada sobre la pulpa, lo cual dificulta su extracción eficiente. Por ejemplo, en un molino de 28 pies (8.5 m) de diámetro operando al 76 % de su velocidad crítica (equivalente a 11 rpm), el tiempo disponible para descargar la pulpa se reduce a solo 1.4 segundos por vuelta. Disminuir la velocidad del molino para extender ese tiempo de descarga no es una opción viable en la mayoría de los casos, ya que compromete la potencia entregada al sistema y, por ende, reduce la capacidad de molienda.

Ante esta limitación, una estrategia más efectiva es optimizar el diseño del sistema de descarga, que incluye la parrilla, el levantador de pulpa y el descargador. Diversos investigadores (Delgadillo et al, 2024; Rodríguez y Delgadillo, 2016; Rajamani et al., 2011; Weerasekara y Powell,2014; Gomez, 2013) han aplicado el modelado mediante dinámica de fluidos computacional (CFD) para predecir la reología de la pulpa dentro de molinos rotatorios, obteniendo excelentes resultados tanto a escala industrial como de laboratorio. Esta herramienta se ha consolidado como la principal metodología de simulación para el diseño y la optimización de sistemas de descarga.

Rodríguez y Delgadillo (2016) presentaron el diseño y análisis de levantadores de pulpa en molinos SAG mediante simulaciones CFD realizadas con el software ANSYS-Fluent. Compararon dos configuraciones distintas en cuanto a la cantidad y ubicación de las aberturas de la parrilla, que conecta la cámara de molienda con los levantadores de pulpa. Los

resultados evidenciaron que una distribución adecuada de las aberturas reduce significativamente el efecto de alberca de pulpa y el reflujo, mejorando así la eficiencia del proceso de molienda.

Por su parte, Weerasekara y Powell (2014) aplicaron simulaciones CFD para analizar el transporte de pulpa en un molino a escala laboratorio con descarga por parrilla y levantadores radiales, obteniendo una buena correlación con datos experimentales. La simulación reprodujo con precisión la velocidad, la forma del flujo y el comportamiento de la pulpa descargada, incluyendo la disminución en la eficiencia de descarga a mayores velocidades de rotación. Los autores demostraron la capacidad del modelo CFD para representar flujos complejos en sistemas de descarga, aunque su estudio no consideró los efectos de la viscosidad ni realizó proyecciones a escala industrial.

METODOLOGIA EXPERIMENTAL

Con el objetivo de validar el modelo de dinámica de fluidos computacional (CFD), se diseñó y construyó un sistema experimental a escala de laboratorio. Para ello, se utilizaron dos prototipos físicos que permitieron simular el comportamiento del sistema bajo condiciones controladas y reproducibles. Estos prototipos fueron desarrollados específicamente para evaluar el efecto del cambio en la geometría del sistema de descarga, incorporando diferentes configuraciones de levantadores de pulpa.

En particular, se consideraron dos tipos de levantadores: curvos y radiales, los cuales fueron instalados en los modelos experimentales con el fin de analizar su influencia sobre la capacidad de descargar la pulpa. Las modificaciones geométricas implementadas permitieron observar las variaciones en la dinámica interna del sistema, las cuales se compararon posteriormente con los resultados obtenidos a través de simulaciones numéricas. La Figura 2 muestra las configuraciones geométricas utilizadas en los prototipos de prueba. Esta aproximación experimental sirvió como base para la validación del modelo CFD, brindando una referencia empírica que permitió evaluar la precisión del modelo CFD en la predicción de la reología de la pulpa de molinos de bolas con descarga de parrilla.

Figura 2. Prototipos a escala laboratorio de molinos rotatorios (a) curvo, (b) radial

En la Figura 2(a) se observa un diseño de levantador curvo que permite una aceleración de la pulpa de descarga. En la Figura 2(b) se presenta el típico levantador radial contra el sistema que se va a comparar. La dimensiones y condiciones de operación de los molinos se muestran en la Tabla 1.

Tabla 1. Condiciones de operación de los prototipos de la Figura 2

Propiedad	Valor
Diámetro Interno (m)	0.37
Longitud Interna (m)	0.15
Velocidad de rotación (rpm)	12
Viscosidad de la pulpa (cP)	3

El sistema experimental se compone de un mecanismo de poleas acoplado a un molino de laboratorio, el cual es accionado mediante un controlador de velocidad que permite ajustar con precisión la velocidad de rotación. Para el monitoreo del flujo, se instalaron flujómetros tanto en la entrada como en la salida del sistema, lo que permitió registrar el caudal volumétrico de alimentación y descarga del fluido de trabajo.

Como fluido de prueba se empleó una mezcla de agua y glicerina, formulada para alcanzar una viscosidad aproximada de 3 cP, similar a la de una pulpa con un 75% de sólidos en peso. Se evaluaron dos diseños distintos de molino, comparando su capacidad de descarga bajo condiciones controladas.

Posteriormente, se utilizó el software CFD Ultimate para validar los resultados experimentales mediante simulaciones de dinámica de fluidos computacional (CFD). Esta validación permitió extrapolar los resultados a un escenario industrial, simulando un molino de bolas con descarga por parrilla de 5 metros de diámetro, 7.2 metros de longitud y operando a una velocidad de 13.8 rpm.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Para evaluar el desempeño de los modelos físicos, se llevó a cabo una serie de pruebas experimentales utilizando el sistema diseñado. Durante cada corrida experimental, se midieron los flujos de salida de pulpa bajo condiciones controladas. La alimentación consistió en una mezcla continua de glicerina y agua con una viscosidad constante de 3 cP. Los caudales fueron registrados durante un periodo de operación de un minuto, permitiendo obtener valores promedio representativos. Posteriormente, se compararon los flujos promedio de salida correspondientes a cada configuración experimental, cuyos resultados se presentan en la Tabla 2 para su análisis detallado.

Tabla 2. Resultados del flujo de descarga experimental

Diseño	Flujo (cm^3/min)	% Diferencia (%)
Radial	100.1	---
Curvo	120.3	21.78

Los resultados indican que el sistema de descarga curvo (Figura 2a) presenta un incremento del 21.78 % en la descarga de pulpa en comparación con el diseño radial. La simulación del sistema se realizó utilizando CFD Ultimate, empleando el modelo de turbulencia k-ε acoplado con el modelo de volumen de fluido (VOF) para representar la interfaz entre las fases. Además, se utilizó un enfoque transitorio en tres dimensiones para replicar de manera realista las condiciones de operación. En la Figura 3 se muestra el sistema simulado en estado de reposo, previo al inicio del giro del molino.

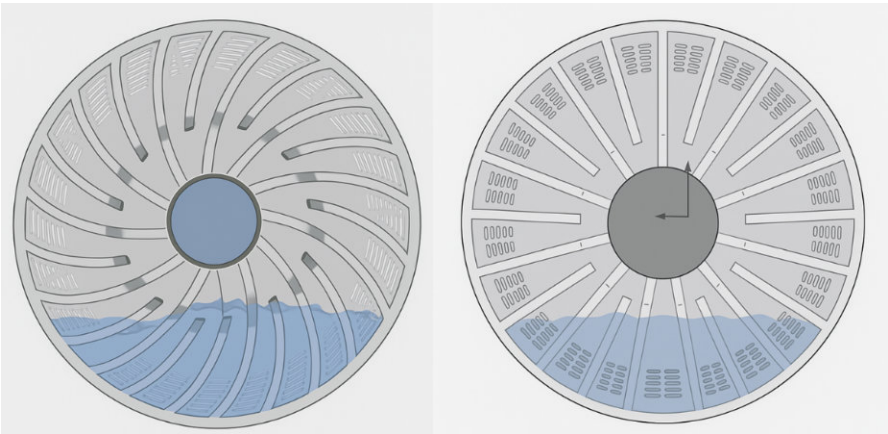


Figura 3. Simulación de los prototipos en reposo para simulación CFD

Posteriormente, se hizo rotar cada sistema mediante una revolución completa con el fin de analizar su desempeño dinámico. Durante esta operación, se registró el flujo de pulpa descargado en cada caso, permitiendo una comparación directa entre los dos diseños evaluados. Los valores calculados del flujo de salida se presentan en la Tabla 3, donde se evidencia el comportamiento reológico diferencial entre ambos sistemas bajo condiciones de operación equivalentes.

Tabla 3 Resultados del flujo de descarga simulado con CFD

Diseño	Flujo experimental (cm^3/min)	Flujo simulado (cm^3/min)	% Error (%)
Radial	1000.1	980.18	-1.99
Curvo	1200.3	1250.12	4.15

Los resultados obtenidos indican que es posible estimar con precisión el flujo de descarga mediante simulaciones CFD, con un margen de error dentro de los límites operativos aceptables. En el caso del sistema de descarga curvo, la simulación presentó una sobreestimación del 4.15 % respecto al valor experimental, mientras que para el diseño radial se observó una subestimación del 1.99 %. Estas desviaciones son consideradas admisibles para fines de validación. Además del flujo, las simulaciones permiten visualizar el perfil de descarga de la pulpa, una característica que no puede observarse directamente durante la operación o mediante métodos experimentales convencionales. Asimismo, se identificó una diferencia del 27.44 % en la capacidad de descarga entre ambos diseños, siendo superior en el sistema curvo. Los perfiles de descarga correspondientes a cada configuración se muestran en las Figuras 4 y 5.

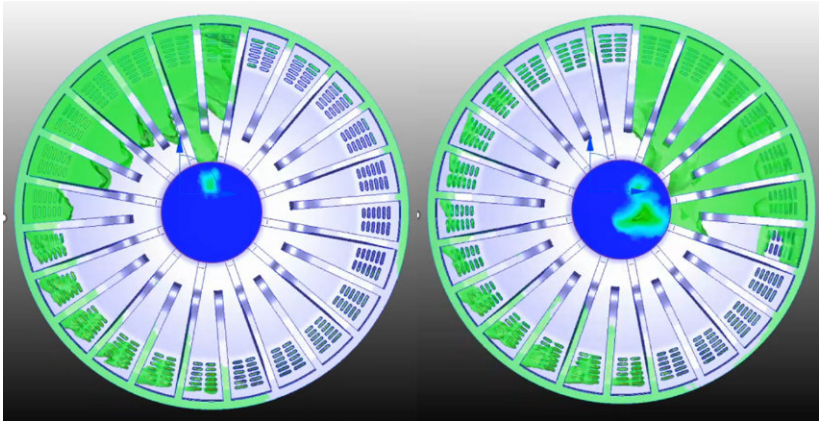


Figura 4. Perfil de descarga de pulpa con el diseño radial

El diseño radial, ilustrado en la Figura 4, muestra que el inicio de la descarga de pulpa ocurre aproximadamente en la posición de las 12:00 del reloj y concluye en la posición de las 3:00. Esto indica que la descarga se concentra exclusivamente en el cuadrante superior derecho del molino. En contraste, la Figura 5 presenta el perfil de descarga correspondiente al diseño curvo, el cual exhibe un patrón distinto de descarga de pulpa, permitiendo una comparación más detallada entre ambos sistemas.

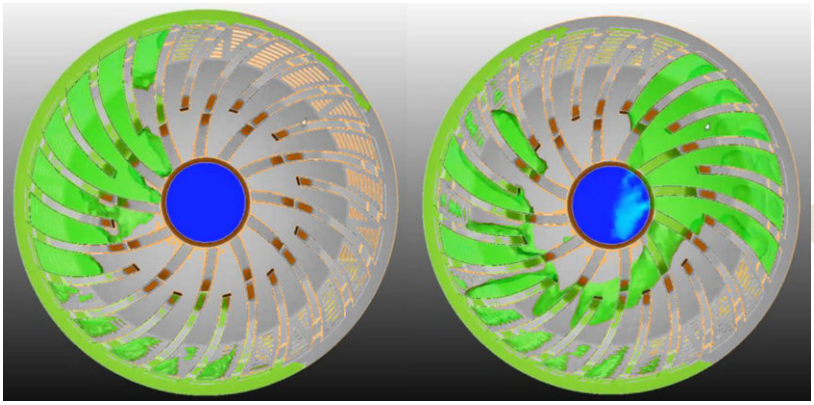


Figura 5. Perfil de descarga de pulpa con el diseño curvo

La Figura 5 muestra que el punto de inicio de la descarga de pulpa se encuentra aproximadamente a las 10:00 horas, extendiéndose hasta las 3:00 horas en el reloj, lo que indica una zona de descarga más amplia en comparación con el levantador radial. Esta mayor extensión en la posición de descarga es la principal causa del incremento del 27.44 % en la capacidad de descarga observado en las simulaciones.

El trabajo experimental confirma que los modelos CFD son capaces de reproducir con precisión las condiciones de flujo en molinos de bolas con descarga mediante parrilla. Para validar el modelo, se utilizaron diseños escalados a nivel industrial correspondientes a un molino de bolas de 5 m de diámetro por 7.62 m de longitud, con un nivel de llenado del 35 % y una velocidad de giro de 13.8 rpm. Los resultados del flujo de pulpa descargado se presentan en la Tabla 4.

Tabla 4. Resultados del flujo de descarga simulado a nivel industrial

Diseño	Flujo (m^3/h)	% Diferencia (%)
Radial	798.246	---
Curvo	960.175	20.286

La Tabla 4 evidencia que, durante una revolución completa, los levantadores de pulpa curvos pueden descargar hasta un 20.29 % más de pulpa en comparación con los levantadores radiales, lo cual se traduce en un incremento significativo en la capacidad de molienda. Para validar estos resultados, es imprescindible implementar este diseño de sistema de descarga curvo en un molino de bolas con dimensiones similares y evaluar su desempeño en condiciones reales de operación.

CONCLUSIONES

El presente estudio demuestra que la dinámica de fluidos computacional (CFD) es una herramienta confiable y precisa para replicar la reología y el comportamiento del flujo de pulpa en molinos de bolas con sistemas de descarga mediante parrilla. Los modelos fenomenológicos empleados permiten además escalar los resultados a nivel industrial, lo que facilita la predicción y optimización del flujo de descarga de pulpa bajo condiciones reales de operación.

Los resultados experimentales y de simulación indican que los sistemas de descarga curvos pueden incrementar hasta en un 20 % la capacidad

de descarga de pulpa en comparación con los diseños radiales convencionales. Este aumento se traduce en una mejora significativa de la capacidad de molienda, lo que puede impactar positivamente en la eficiencia y productividad de los procesos mineros. Asimismo, las simulaciones permiten visualizar perfiles de descarga que no son accesibles mediante métodos experimentales, proporcionando un conocimiento más profundo para el diseño y optimización de estos sistemas.

AGRADECIMIENTOS

El desarrollo del presente trabajo se logró gracias a la contribución de colaboradores de Fundidora de Cananea, instituciones académicas Universidad Autónoma de San Luis Potosí, proveedores y clientes.

REFERENCIAS

Delgadillo, J.A. (2025). Principios y Aplicaciones del Procesamiento de Minerales, Conminución, Video Tutoriales y Casos de Estudio. Libro en proceso de edición.

Delgadillo, J.A., Tiburcio, G. C., Urias, R. I., Silva, M. F. (2024). Beneficios de la configuración de descarga espiral en molinos SAG y bolas con descarga por parrilla. Congreso Internacional Minero Sonora 15. Octubre 2024.

Gómez Soldevilla, Gabriela. (2013). Caracterización hidrodinámica en levantadores de pulpa en molinos rotatorios utilizando la Dinámica de Fluidos Computacional (DFC). Tesis de Maestría en Ingeniería de Minerales. UASLP.

Latchireddi, S. (2006), A New Pulp Discharger for Efficient Operation of AG/SAG Mills with Pebble Circuit. Proceedings. SAG Conference 2006 Vancouver.

Latchireddi, S. & Morrell S. (2003). Slurry Flow in Mills: Grate-Pulp Lifter Discharge Systems (Part 2). Minerals Engineering, 16, 635 – 642

Latchireddi, S., & Morrell, S. (2006). Slurry flow in mills with TCPL — An efficient pulp lifter for AG/SAG mills. International Journal of Mineral Processing, 79(3), 174–187.

Rajamani, R., Alack, D., Delgadillo, J.A., Kumar, P., Page, D., Fillion, M. & Pelletier, Simon. (2011). Pulp-lifter Flow Modeling Study in Pilot Scale Mills and Application to Plant Scale Mills. Proceedings SAG Conference 2011 Vancouver.

Rodriguez F.J, and Delgadillo J.A, (2016). Design of lifters of pulp in SAG mills using computational fluid dynamics. Revista Metalúrgica N° 38, Universidad Técnica de Oruro. Pág. 32 - 37

Murariu, V. (2019), Comparative Study of Mill Discharge Systems Using Coupled DEM SPH Simulations. Proceedings SAG Conference 2019 Vancouver.

Weerasekara N.S, and Powell M.S. (2014). Performance characterisation of AG/SAG mill pulp lifters using CFD techniques

Uso del D2020 como depresor de cobre alternativo al NaSH en la flotación de Molibdeno: Efecto de iones Cu^{2+} en solución con tioles.

Hazel René Gallegos[1], Cecilia Valadez[2], Gloria Treviño[3], Leonor Muñoz[4], Víctor Martínez[5], Lázaro Franco[6]

[1,3,4,5,6] Universidad Autónoma de Coahuila, Carretera 57 Km 5, Los Bosques, 25710 Monclova, Coahuila. [2]Mathiesen México, Av. Industrias #1924, Industrias, 78395, San Luis Potosí, SLP.

***Email: hazel.gallegos@uadec.edu.mx**

Resumen

La transición de depresores inorgánicos hacia alternativas orgánicas representa un avance significativo en flotación selectiva, especialmente por las implicaciones ambientales y toxicológicas asociadas al uso de compuestos como NaSH, NaCN o Na_2S. En este estudio se evaluó el desempeño metalúrgico de un depresor orgánico, en presencia y ausencia de iones cúpricos (Cu^{2+}), bajo condiciones de flotación selectiva de molibdenita desde concentrados Cu-Mo.

Los tioles presentan alta afinidad por sulfuros de cobre, favoreciendo su depresión mediante mecanismos de quelación que bloquean sitios activos superficiales. Se encontró que la adición controlada de Cu^{2+} mejora la recuperación de molibdeno al promover la formación de sitios activos adicionales para la interacción con el depresor. Sin embargo, a altas concentraciones de Cu^{2+}, la recuperación de Mo disminuye levemente.

Los mejores resultados se obtuvieron en condiciones alcalinas (pH 11), donde se alcanzó una recuperación de Mo del 93% y solo 23% de Cu en el concentrado, evidenciando una alta selectividad. A pesar de que en ambiente ácido la recuperación de cobre es aún menor, el mass pull es mínimo, mientras que en medio alcalino se obtiene mayor masa recuperada beneficiando la recuperación de molibdeno, lo que favorece la eficiencia del proceso de separación.

Las cinéticas de flotación se ajustaron adecuadamente al modelo de García-Zúñiga, con coeficientes de determinación mayores a 0.95 en todas las pruebas, confirmando una menor velocidad de flotación del Cu en presencia de Cu^{2+}. La caracterización mineralógica se realizó mediante difracción de rayos X (DRX) y análisis elemental por absorción atómica. Los resultados respaldan el uso de depresores orgánicos funcionalizados como alternativa viable y efectiva para mejorar la selectividad Cu-Mo, especialmente bajo condiciones alcalinas y controladas de Cu^{2+}.

Palabras clave: Depresores, Cobre, Tioles, Cinética, Molibdeno, Iones Cu^{2+}

Abstract

The transition from inorganic to organic depressants represents a significant advancement in selective flotation, particularly due to the environmental and toxicological concerns associated with compounds such as NaSH, NaCN, or Na_2S. This study evaluated the metallurgical performance of an organic depressant in the presence and absence of cupric ions (Cu^{2+}), under selective molybdenite flotation conditions from Cu-Mo concentrates.

Thiols exhibit high affinity for copper sulfides, promoting their depression through chelation mechanisms that block surface active sites. It was found that controlled addition of Cu^{2+} enhances molybdenum recovery by generating additional active sites for interaction with the depressant. However, at high Cu^{2+} concentrations, Mo recovery slightly decreases.

The best results were obtained under alkaline conditions (pH 11), achieving 93% Mo recovery and only 23% Cu in the concentrate, demonstrating high selectivity. Although Cu recovery is even lower in acidic media, the mass pull is minimal, whereas under alkaline

conditions, a greater recovered mass benefits molybdenum recovery and improves the efficiency of the separation process.

Flotation kinetics were well fitted to the García-Zúñiga model, with coefficients of determination greater than 0.95 in all tests, confirming a lower flotation rate of Cu in the presence of Cu^{2+}. Mineralogical characterization was carried out by X-ray diffraction (XRD) and elemental analysis by atomic absorption. The results support the use of functionalized organic depressants as a viable and effective alternative to improve Cu-Mo selectivity, especially under alkaline and Cu^{2+} controlled conditions.

Keywords: Depressants, Copper, Tiols, Kinetic, Molybdenum, Ions Cu^{2+}

1. Introducción

La efectividad de los depresores como el NaSH es excepcional, a pesar de ello, se ha intensificado la búsqueda por su sustitución por depresores de carácter orgánico o bien, una degradación más rápida y menos dañina para el entorno ambiental.

A diferencia de los compuestos mencionados con anterioridad, moléculas con base en grupos funcionales de tioles (-SH) han demostrado tener un mecanismo de quelación para iones metálicos con valencia 2+ como lo es el cobre en solución en la flotación colectiva.

Según (Zhao, 2020), la estructura molecular dual que combina un grupo tiol (-SH) con un grupo carboxílico (-COOH) permite interacciones sinérgicas con superficies minerales como los sulfuros de cobre primarios.

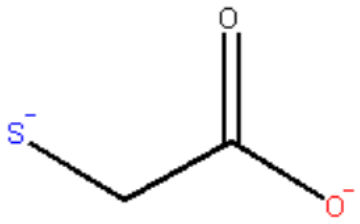


Figura 1. Ácido Tioglicolico disociado con 2 sitios de coordinación para quelación

Estudios de espectroscopía de fotoelectrones (XPS) confirman que el ácido tioglicolico forma complejos estables con cationes de cobre (Cu^{2+}) y hierro (Fe^{2+}) expuestos en la calcopirita ($CuFeS_2$), generando una capa hidrófila que bloquea la adsorción de colectores como xantatos (Liu et al., 2018).

$$CuFeS_2||CuFe(OH)_2 + 2[TGA]^{-1}$$

$$\rightarrow CuFeS_2||CuFe(TGA)_2 + 2OH^-$$

Reacción entre ácido tioglicolico y la superficie de calcopirita ($CuFeS_2$) (Liu, 2004)

Esta adsorción es máxima en rangos alcalinos (pH 8-11), donde el grupo tiol se desprotona ($-S^-$), favoreciendo la unión electrostática a sitios aniónicos de la superficie mineral (Zhang et al., 2021).

$$Cu^{2+} + 2HSCH_2COO^- \rightarrow [Cu(SCH_2COO)_2]^{2-}$$

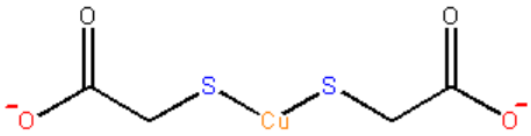


Figura 2. Reacción de dos moléculas de ácido tioglicolico con Cu^{+2}

Desde una perspectiva operativa, estos compuestos ofrecen ventajas significativas. Su biodegradabilidad es notable: se degrada en 72 horas a CO_2, H_2O y sulfatos inorgánicos sin dejar residuos tóxicos (Wang et al., 2019).

En pruebas industriales, como las realizadas en la planta Cerro Verde (Perú, el compuesto logró depresiones de cobre superiores al 92% en concentrados colectivos con recuperaciones de molibdeno del 87%, utilizando dosis 70% menores que las requeridas por sulfuro de sodio (Freeport-McMoRan, 2021).

Un modificador el cual potencia la depresión de cobre con moléculas en base a tioles es el sulfato de cobre ($CuSO_4$). A dosificaciones bajas-medias favorece a la generación de sitios activos de calcopirita a los cuales el ácido tioglicolico puede adsorberse favoreciendo su depresión (Liu, 2004).

$$Cu^{2+} + HSCH_2COOH \leftrightarrow [Cu(SCH_2COOH)]^+ + H^+$$

Figura 3. Reacción entre ion cúprico y ácido tioglicolico

Si existe una sobredosificación del ion cúprico o la molibdenita se encuentra mayormente oxidada en sus planos basales, la adición

del modificador puede afectar negativamente la recuperación de molibdeno (Jiang, 2025).

El diagrama de especies del ion Cu^{2+} muestra que, en zonas de pH ácido, hay una mayor predominancia de este ion lo cual al existir un exceso tiende a afectar la estequiometria de quelación.

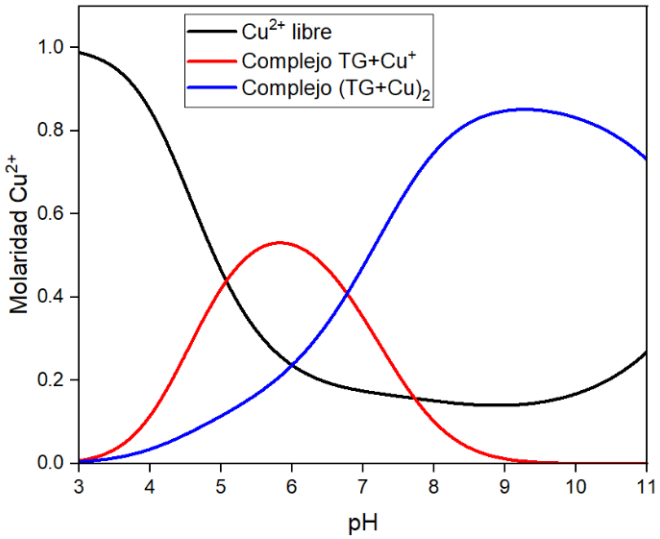


Figura 4. Diagrama de especies del ion Cu^{2+}

A pH entre 6 y 7, se forma el complejo con un sitio de coordinación ocupado por el cobre [$Cu(TG)^{+}$], que puede adsorberse en la superficie mineral.

$$HSCH_2COO^- + Cu^+ \rightarrow [Cu(SCH_2COO)] + H^+$$

Figura 5. Reacción del ácido tioglicolico con un sitio de coordinación COO-

A pH entre 8 y 10, domina el complejo con sus dos sitios de coordinación unidos al cobre Cu^{2+} [$Cu(TG)_2$], que puede estabilizar una película depresora más densa y eficaz.

$$SCH_2COO^{-2} + Cu^{+2} \rightarrow [Cu(SCH_2COO)]$$

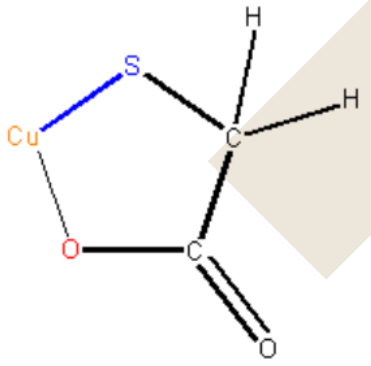


Figura 6. Reacción del ácido tioglicolico con dos sitios de coordinación S- y COO- y molécula del anillo quelado.

2. Metodología

La recolección de pulpa para muestras se realizó en el último banco de celdas de limpias con la finalidad de obtener las condiciones representativas en cuanto al pH y ORP. El almacenado de la pulpa no sobrepaso las 2 horas con la finalidad de evitar oxidación parcial de la superficie mineral.

El porcentaje de solidos promedio fue de 33% ±2%. Para el ajuste se procedió con un homogeneizador de banco y el peso de la pulpa con balanza de precisión.

$$\%\,Sólido = k * \left(\frac{\rho_{pulpa} - 1}{\rho_{pulpa}}\right) * 100$$

$$k = \frac{Gravedad\ especifica\ mineral}{Gravedad\ especifica\ mineral - 1}$$

$$\rho_{pulpa} = \frac{Masa\ de\ pulpa}{Volumen\ de\ pulpa}$$

Figura 7. Fórmulas para el cálculo del porcentaje de solidos

Para la dosificación de reactivos se calculó en base a la cantidad de masa del mineral.

$$Masa\ seca = \frac{\%\,Sólidos}{100} * Masa\ de\ pulpa$$

Figura 8. Fórmula para el cálculo de masa seca

La velocidad de agitación de acondicionamiento fue a 800 rpm durante 10 minutos y para la flotación de 1200 rpm durante 9 minutos. Se realizaron todas las pruebas con agua de proceso. Para el paleteo se efectuó en intervalos de 10 segundos con una celda automática.

Las pruebas de flotación de primarios se basaron en un diseño experimental factorial 2^2

Tabla 1. DOE de pruebas de primarios en ambiente alcalino y ácido

Prueba	Dosificación (kg/ton)	pH
1	8	6
2	6	6
3	8	8
4	6	8

Posteriormente se realizó otro diseño experimental factorial 2^3 para evaluar el efecto de sulfato de cobre

Tabla 2. DOE de pruebas con sulfato de cobre

Prueba	Dosificación (kg/ton)	$CuSO_4$ [M]	pH
Estándar	9	-	11
1	9	$1x10^{-3}$	8
2	11	$1x10^{-3}$	8
3	9	$1.5x10^{-3}$	8
4	11	$1.5x10^{-3}$	8
5	9	$1x10^{-3}$	11
6	11	$1x10^{-3}$	11
7	9	$1.5x10^{-3}$	11
8	11	$1.5x10^{-3}$	11

Con el fin de evaluar la cinética de recuperación de molibdeno y cobre se desarrollaron dos pruebas, una sin adición de Cu^{2+} y la otra a una concentración de 0.0015 M a tiempos de 1, 2, 4, 8 y 16 minutos y su correspondiente ajuste a los modelos: García Zuñiga, Agar y Klimpel.

3. Caracterización

El análisis elemental de la cabeza de alimentación se realizó por medio de absorción atómica

Tabla 3. Ensaye químico de cabeza del DOE 2^2

Elemento	Cu	Mo	Fe	Zn	As
%	19.5	0.77	14.10	2.6	0.73

Tabla 4. Ensaye químico de cabeza del DOE 2^3

Elemento	Cu	Mo	Fe	Zn	As
%	30.4	0.58	24.10	1.7	0.98

Tabla 5. Ensaye químico de cabeza del DOE 2^3

Elemento	Cu	Mo	Fe	Zn	As
%	20.1	0.81	23.70	2.2	0.85

Se realizó un difractograma de la cabeza de alimentación con la finalidad de conocer la mineralogía presente.

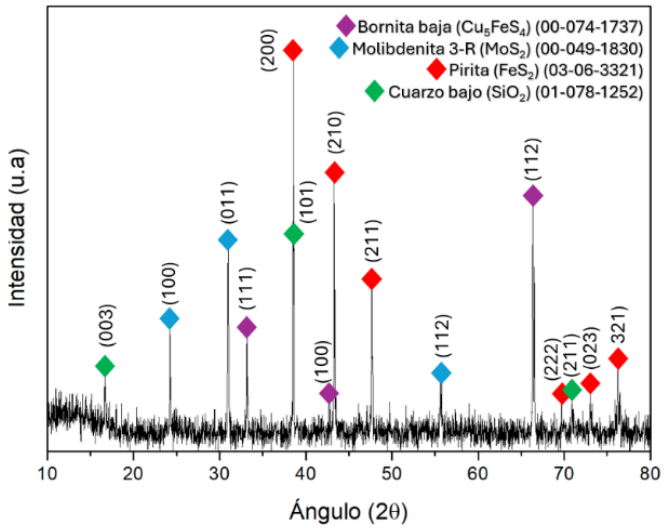


Figura 9. Difractograma del pórfido Cu-Mo.

Los minerales identificados fueron bornita, molibdenita, pirita y cuarzo principalmente.

4. Resultados

Para las flotaciones del primer diseño experimental, la recuperación de molibdeno mostro cierta tendencia a incrementar en pH alcalino.

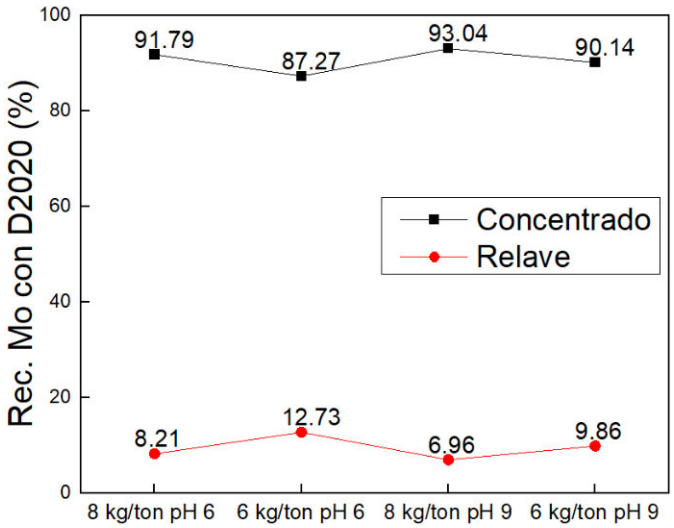


Figura 10. Recuperación del molibdeno del DOE 2³

En condiciones de pH 6 con 8 kg/ton de depresor, se obtiene una recuperación de molibdeno de 91.79% acompañada de una recuperación de cobre de 25.13%.

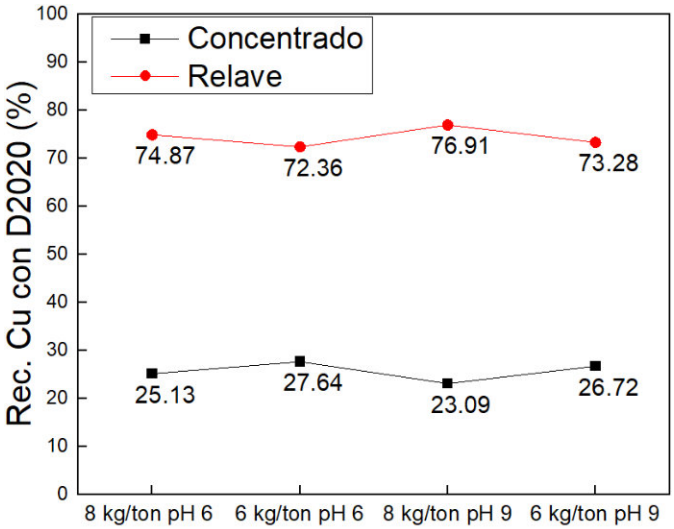


Figura 11. Recuperación del cobre del DOE 2³

Al reducir la dosis a 6 kg/ton en pH ácido, la recuperación de molibdeno disminuye a 87.27%, mientras que el cobre aumenta a 27.64%, evidenciando una pérdida de selectividad cuando el depresor es insuficiente en medio ácido.

En medio alcalino y la dosis alta, la recuperación de molibdeno alcanza su máximo (93.04%) y la de cobre su mínimo (23.09%), constituyendo el punto óptimo de operación. Esta combinación logra una selectividad excepcional, donde por cada unidad de cobre recuperado se obtienen 4.03 unidades de molibdeno.

La gráfica de contorno de la recuperación de molibdeno corrobora que a dosis bajas en pH 9 se mantiene una recuperación competitiva de 90% y limita el arrastre de cobre 26.72% superando las pruebas en ácido.

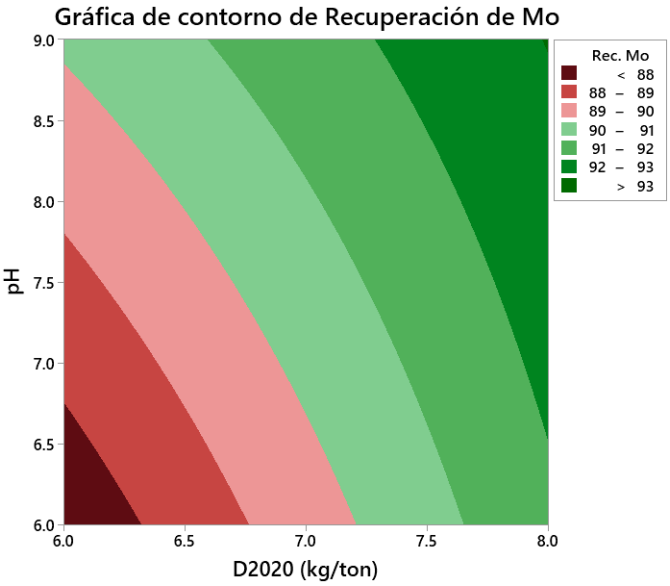


Figura 12. Gráfica de contorno para la recuperación de molibdeno

A dosis mayores, el pH 9 reduce en 8.1% la recuperación de cobre respecto al pH 6 (23.09% vs. 25.13%). Este fenómeno sugiere que la hidroxilación superficial de los sulfuros de cobre, al liberar hidróxidos de cobre y iones Cu^{2+} favorece la adsorción preferencial del depresor, mientras preserva la hidrofobicidad del molibdeno. Por el contrario, en pH 6 la eficacia del reactivo depende críticamente de dosis elevadas, ya que al disminuirlas la recuperación de cobre aumenta 9.9 puntos porcentuales y la de molibdeno cae 4.9 puntos

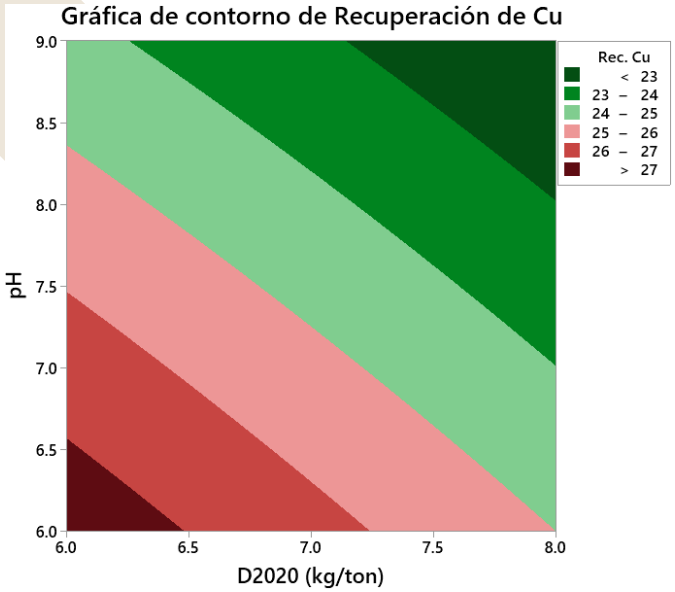


Figura 13. Gráfica de contorno para la recuperación de molibdeno

Se observa que los iones Cu^{2+} mejoran la recuperación respecto al estándar. El máximo global (95.93%) se logra en condiciones de pH 11 con 11 kg/ton de D2020 y $1X10^{-3}$ M de Cu^{2+}, seguido de cerca por 95.61% con pH 11, 9 kg/ton de D2020 y $1.5x10^{-3}$ M de Cu^{2+}. Este incremento sugiere que bajas concentraciones de cobre soluble modifican favorablemente la superficie de los sulfuros de cobre. Sin embargo, el efecto es dosis dependiente: cuando se combina $1.5x10^{-3}$ M de Cu^{2+} con 11 kg/ton de D2020 a pH 11, la recuperación disminuye a 91.99%, indicando saturación de sitios activos. A pH 8, el mejor desempeño (92.57%) requiere altas dosis de depresor (11 kg/ton) y Cu^{2+} ($1.5x10^{-3}$ M), pero aun así se sitúa 3.36% por debajo del óptimo en medio alcalino.

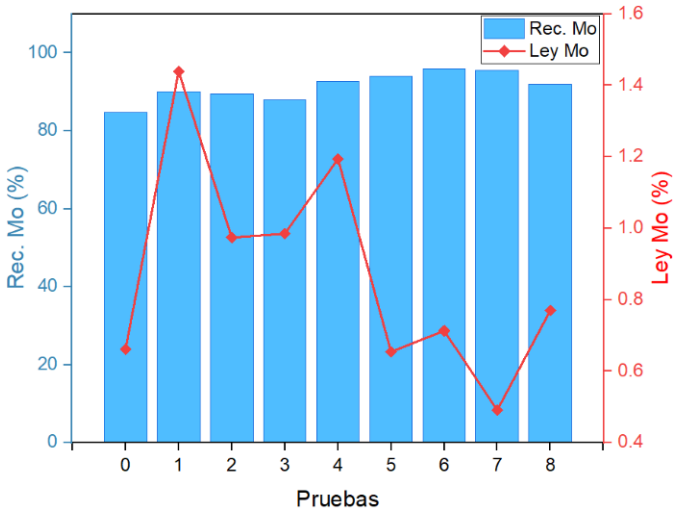


Figura 14. Gráfica recuperación vs ley de molibdeno

El pH actúa como factor modulador, la recuperación aumenta en función de una menor concentración de Cu^{2+} y el aumento de pH. La gráfica de contorno del depresor y la concentración de Cu^{2+} esta condicionada a un mejor rendimiento a dosis más bajas del ion cúprico, al igual que con pH alcalino.

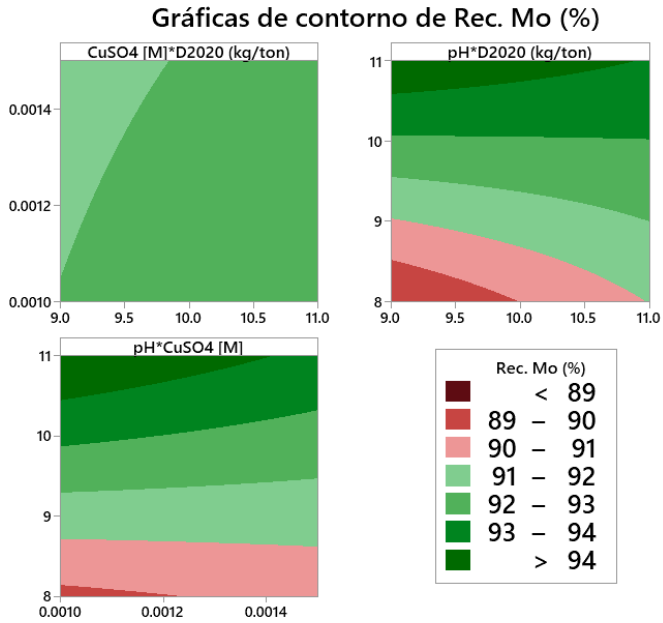


Figura 15. Grafica de contorno de la recuperación de molibdeno con Cu^{2+}

El empuje de masa (mass pull) tiene incidencia directa contra la recuperación de molibdeno. Las pruebas en ambiente ácido el mass pull es bajo con altas recuperaciones de molibdeno, siendo aparentemente lo ideal. Sin embargo, la depresión de cobre se ve mermada en ácido, por lo cual no sería viable optar por esta ruta.

Los índices de mass pull de las pruebas de pH alcalino son menores contra la flotación estándar (prueba 0) pero con recuperaciones mayores, lo cual es viable optar por implementar iones Cu^{2+} en ambiente alcalino.

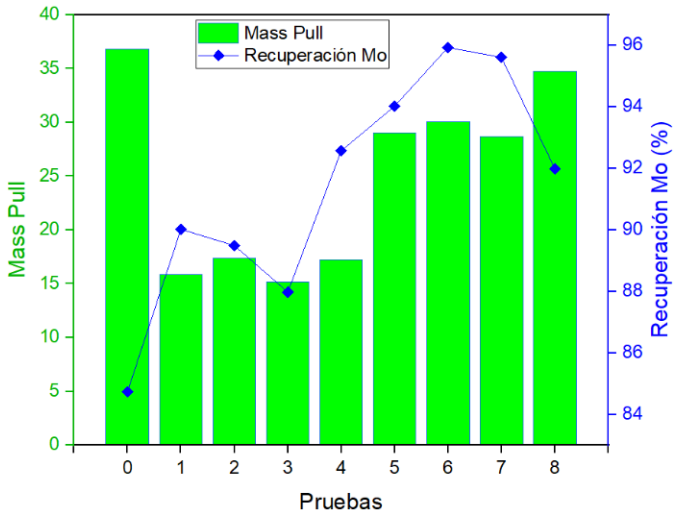


Figura 16. Mass pull vs Recuperación de molibdeno

La adición de iones Cu^{2+} reduce la recuperación de cobre comparado con la estándar.

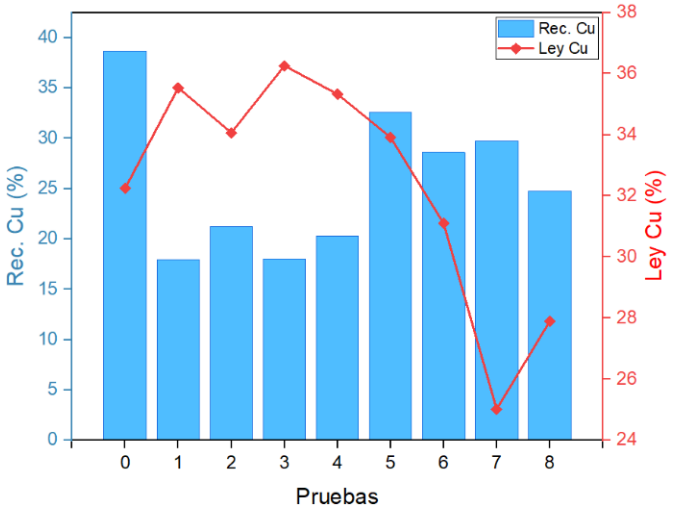


Figura 17. Gráfica recuperación vs ley de cobre

La mínima recuperación de 17.91% se logra con 9 kg/ton de D2020 y $1X10^{-3}$ M de Cu^{2+} a pH 8, seguida por 18.04% con 9 kg/ton de D2020 y $1.5x10^{-3}$ M de Cu^{2+} a pH 8. Esta fuerte depresión sugiere que los iones añadidos potencian la acción del D2020 al generar mas sitios activos de la calcopirita.

Las bajas recuperaciones en ácido se deben al bajo mass pull, no obstante, se contrapone el grado, ya que la ley es mayor 6 puntos porcentuales en promedio contra los grados de ambiente alcalino

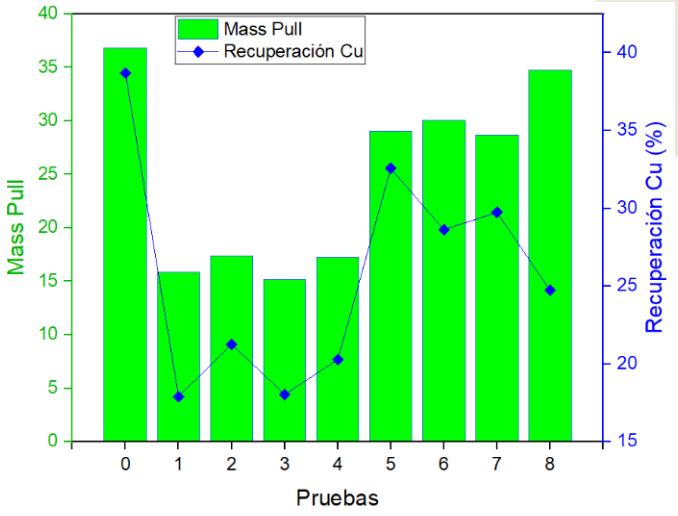


Figura 18. Mass pull vs Recuperación de cobre

El comportamiento de la recuperación de cobre en cuanto a la relación entre el ion Cu^{2+} y el D2020 denota que decrece en función del aumento de concentración de ambos factores.

Para la relación del pH y el Cu^{2+} la recuperación a mayor dosificación del ion cúprico y en ambiente ácido hay un menor arrastre de cobre en el concentrado.

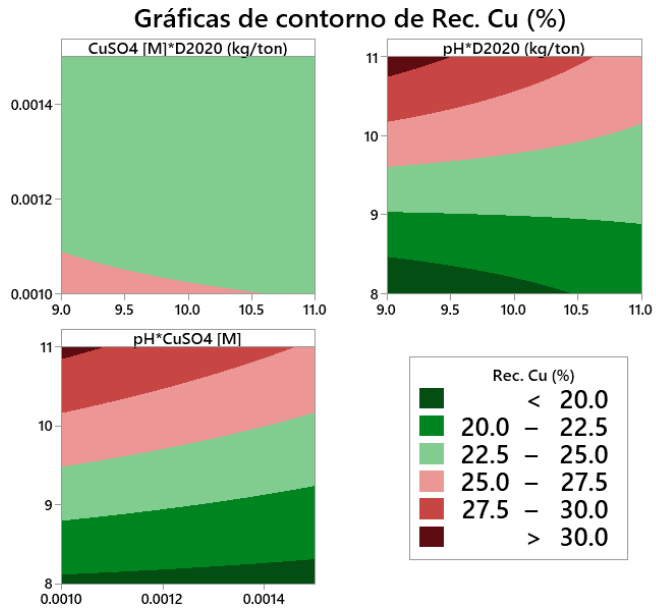


Figura 19. Grafica de contorno de la recuperación de cobre con Cu^{2+}

Los 3 factores son significativos para la depresión de cobre ya que superan la línea de porcentaje acumulada del diagrama de Pare-

to. Los valores estadísticos p del depresor D2020 (0.006), Cu^{+2} (0.003) y pH (0.005) son menores a 0.05, demarcando que las probabilidades de que la hipótesis nula sea verdadera son ínfimas.

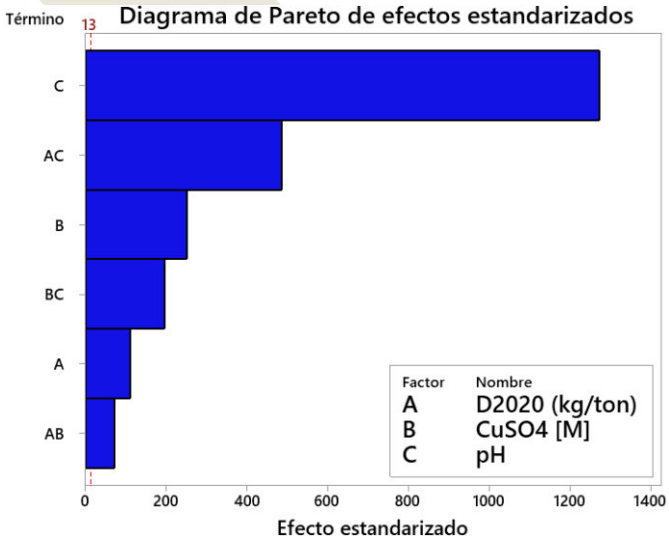


Figura 20. Diagrama de Pareto de efectos estandarizados de recuperación de cobre

La optimización de la variable respuesta se realizó con base en el modelo lineal ajustado al DOE 2^3, considerando los efectos principales e interacciones. El punto óptimo fue identificado mediante análisis de superficie y validado dentro del dominio experimental.

Tabla 6. Optimización de respuesta del DOE 2^3

Termino	Efecto	Coef.	Valor p
D2020	-0.83	-0.41	0.006
$CuSO_4$	-1.88	-0.94	0.003
pH	9.54	4.77	0.001
D2020*$CuSO_4$	-0.54	-0.27	0.009
D2020 *pH	-3.63	-1.81	0.001
$CuSO_4$ *pH	-1.46	-0.73	0.003

El análisis factorial 2^3 reveló que el pH fue el factor más influyente sobre la respuesta, con un efecto positivo de +9.54 (p = 0.001), indicando que niveles más altos favorecen significativamente el rendimiento del sistema. En contraste, los factores D2020 y $CuSO_4$ mostraron efectos negativos de -0.83 (p = 0.006) y -1.88 (p = 0.003), respectivamente, es decir, favoreciendo la depresión de cobre.

Asimismo, se observaron en las interacciones comportamientos significativos evidenciando un comportamiento favorable para la depresión cuando los reactivos se combinan con un pH alto

Para las cinéticas de flotación, la adición de Cu^{2+} al sistema D2020 induce una mejora cinética significativa en etapas iniciales (1 a 4 min), reduciendo el tiempo para alcanzar altas recuperaciones intermedias. Sin embargo, este beneficio opera con una solución de compromiso crítico: una reducción de aproximadamente 3.2% en la recuperación máxima alcanzable.

El tiempo ideal de flotación donde se alcanza un 94.61% de recuperación sin necesidad de emplear 16 minutos es 14.91 minutos en base al análisis de extremos del modelo García Zúñiga con un coeficiente de determinación de 0.90 y una raíz del error cuadratico medio (RMSE) de 0.03.

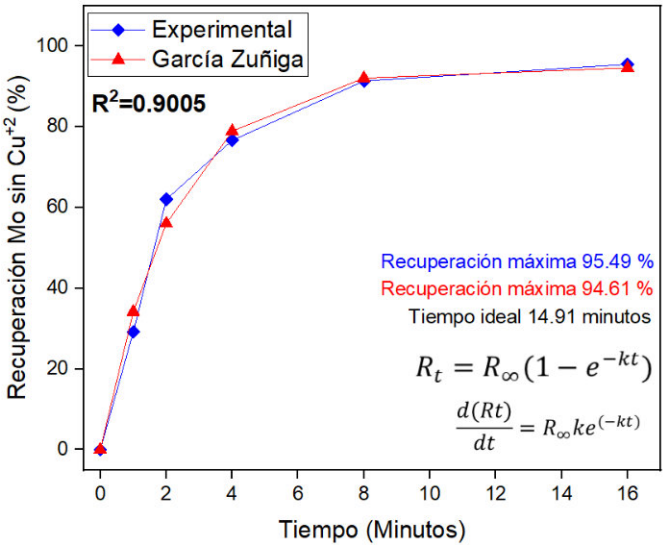


Figura 21. Cinética de flotación de molibdeno sin Cu^{2+}

Este comportamiento bifásico sugiere que los iones Cu^{2+} optimizan la flotación de partículas de molibdenita de alta flotabilidad, pero podrían inhibir la recuperación de partículas lentas, finas o asociadas con sulfuros de cobre mediante mecanismos de depresión secundaria.

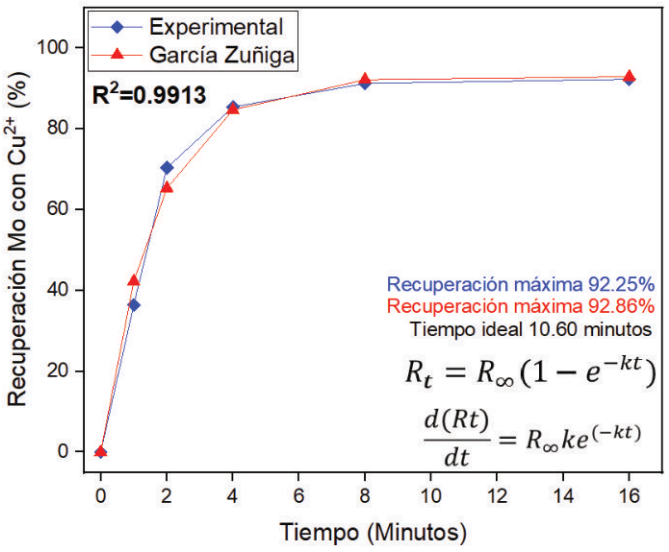


Figura 22. Cinética de flotación de molibdeno sin Cu^{2+}

El tiempo optimo obtenido por el análisis de extremos del mismo modelo es de 10.60 minutos.

El coeficiente de determinación para la cinética con iones Cu^{2+} es de 0.99 con un RMSE de 0.03.

Para la cinética de flotación de cobre, en la prueba con solo D2020 la curva inicia con 5.04% a 1 minuto, alcanzando 12.62% a los 2 minutos y 27.55% a los 4 minutos. Esta tendencia ascendente continúa hasta estabilizarse en 37.22% a los 16 minutos. El tiempo en el que la recuperación de cobre es máxima es de 21.58 minutos, fuera del rango operacional.

El modelo con mayor ajuste fue de la misma manera García Zuñiga con un coeficiente de determinación de 0.97 y un RSME de 0.02.

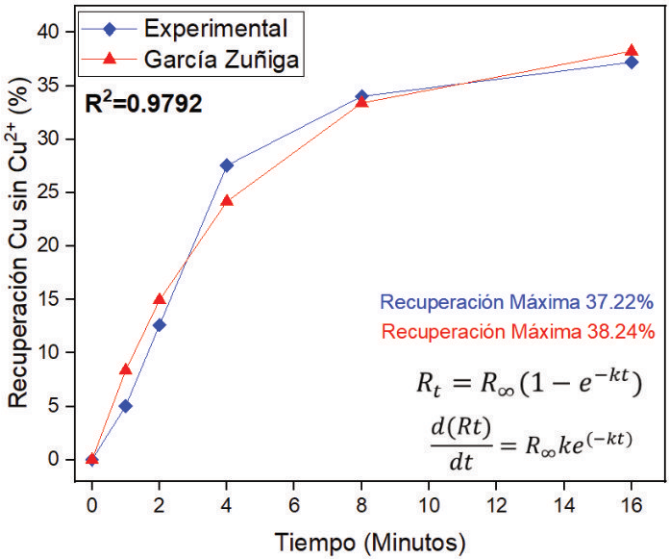


Figura 23. Cinética de flotación de cobre sin Cu^{2+}

Los iones Cu^{2+} generan la formación de complejos superficiales hidrófilos en los sulfuros de cobre, posiblemente mediante la estabilización de la capa depresora o la creación de nuevos sitios de adsorción para el D2020.

La drástica reducción en recuperación de cobre (28.03% vs 37.22%) contrasta con la leve disminución observada en molibdeno (92.26% vs 95.49%), mejorando sustancialmente la razón de selectividad. Esto sugiere que el sistema combinado favorece la hidrofobicidad diferencial de la molibdenita frente a los sulfuros de cobre.

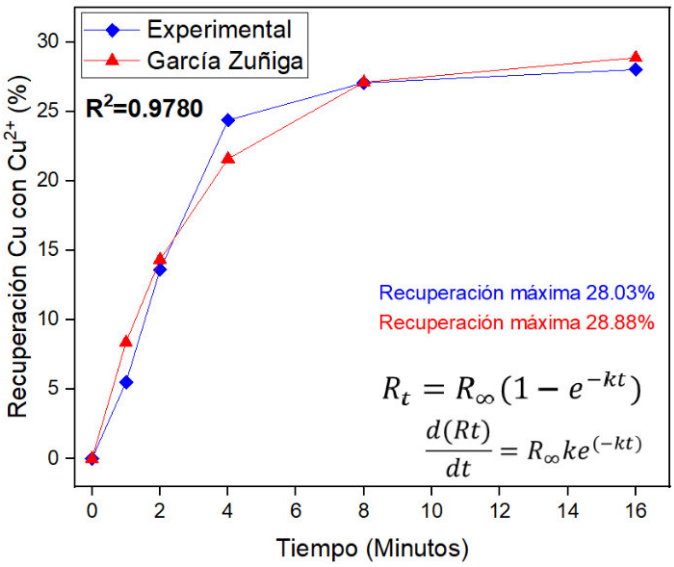


Figura 24. Cinética de flotación de cobre con Cu^{2+}

Al igual que la cinética con solo D2020, la adición de iones cúpricos no modifico el ajuste del modelo García Zuñiga con un valor de R^2=0.97 y un RSME de 0.01. El tiempo optimo de flotación disminuye a diferencia de la prueba sin modificador, la determinación de extremos por derivada nula es de 14.31 minutos.

En la cinética con D2020, el mass pull exhibe un marcado pico de 16.41% a los 4 minutos, precedido por valores ascendentes (5.60% a 1 min; 8.85% a 2 min) y seguido de un descenso abrupto (7.53% a 8 min; 3.33% a 16 min). Este perfil indica una flotación de ganga en etapas intermedias, coincidiendo con la máxima recuperación de cobre (27.55% a 4 min), lo que sugiere arrastre significativo de mineral cuprífero antes de la acción plena del depresor.

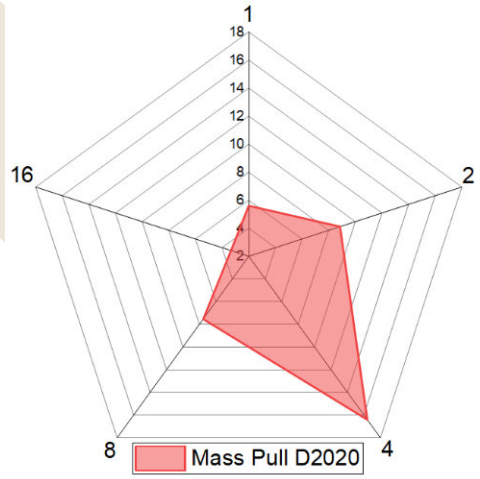


Figura 25. Mass Pull de Cinética con D2020

El sistema combinado muestra un mass pull inicial más elevado (8.41% a 1 min vs 5.60%), alcanzando un pico máximo reducido a 13.54% a los 4 minutos (17.5% menor que con D2020 solo). Posteriormente, la masa flotada decae drásticamente (4.06% a 8 min; 1.26% a 16 min), evidenciando una depresión acelerada de ganga.

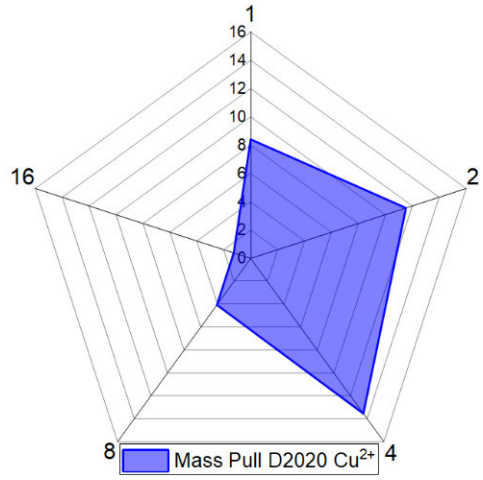


Figura 26. Mass Pull de Cinética con D2020

5. Conclusión

La implementación de depresores orgánicos con tioles tiene la capacidad metalúrgica de sustituir a moléculas inorgánicas toxicas. El comportamiento en flotaciones primarias muestra mejores rendimientos en condiciones alcalinas. Para la implementación de sulfato de cobre como fuente de iones cúpricos beneficia la selectividad en la separación entre la molibdenita y sulfuros de cobre, ya que si bien la sobredosificación afecta la estequiometria de quelación al saturar los sitios activos superficiales de la calcopirita beneficia la supresión de cobre a dosificaciones controladas beneficiando la velocidad de depresión y la recuperación de molibdeno.

6. Bibliografia

Freeport-McMoRan Inc. (2021). Technical Report: Implementation of Sodium Thioglycolate (NaTGA) in Cerro Verde Cu-Mo Separation Circuit.

Jiang, F., He, S., Qi, J., Luo, Y., & Tang, H. (2025).

Unraveling the Impact of Copper Ions on Mineral Surfaces During Chalcopyrite–Molybdenite Flotation Separation Using Sodium Thioglycolate. Applied Sciences, 15(13), 7293. DOI: 10.3390/app15137293

Liu, Y., Chen, X., & Liu, J. (2018). Adsorption mechanism of thioglycolic acid on chalcopyrite surfaces: DFT and XPS studies.

Applied Surface Science, 459, 760–768. DOI: 10.1016/j.apsusc.2018.08.067

Wang, L., Liu, R., & Sun, W. (2019). Biodegradation kinetics of thioglycolic acid in flotation effluents. Journal of Environmental Management, 241, 484–491. DOI: 10.1016/j.jenvman.2019.02.072

Y. Liu, Q. Liu. (2004) Flotation separation of carbonate from sulfide minerals, II: mechanisms of flotation depression of sulfide minerals by thioglycollic acid and citric acid. Minerals Engineering, 17, 865-878, DOI: 10.1016/j.mineng.2004.03.007.

Zhang, T., Li, Y., & Chen, J. (2021). Electrostatic adsorption of thioglycolate anions on chalcopyrite: Zeta potential and FTIR analysis. Minerals Engineering, 163, 106798. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106798

Zhao, K., Gu, G., Wang, H., & Wang, C. (2020). Thioglycolic acid as an environment-friendly chalcopyrite depressant in Cu-Mo flotation. Journal of Cleaner Production, 256, 120368. DOI: 10.1016/j.jclepro.2020.120368

Evaluación Integral de Floculantes y Parámetros Operativos para la Mejora de la Sedimentación en Plantas de Beneficio

E. D. Carrizales García[1], J.J. Arguijo López[2].

[1] Metalurgista, J5 Servicios y Productos para Minería, Torreón, Coahuila, México. Correo electrónico: eduardo.carrizales@j5consultoria.com
[2] Consultor Principal, J5 Servicios y Productos para Minería, Torreón, Coahuila, México.

RESUMEN

El agua es un recurso cada vez más escaso, y su manejo inadecuado en las plantas de beneficio puede generar pérdidas significativas tanto para el medio ambiente como para la industria. Este artículo presenta los resultados de investigaciones a nivel laboratorio, optimizaciones en campo y casos de éxito industrial, demostrando cómo el uso de floculantes de alto desempeño puede mejorar la calidad del agua de sobreflujo y reducir considerablemente el consumo de floculantes comerciales, con reducciones del 15% al 60% en algunos casos.

Para optimizar la operación de los espesadores y reducir costos, se analizaron variables en laboratorio como tipos y dosificaciones de floculantes, tiempos de maduración, concentraciones de preparación y porcentajes de sólidos en la pulpa a tratar. En planta, se revisaron parámetros operativos y equipos periféricos como puntos de dosificación, bombas, instrumentación de monitoreo y los porcentajes de sólidos en alimentación y descarga.

Los resultados obtenidos en pruebas industriales indican que es posible mejorar la clarificación del agua de sobreflujo hasta en un 42% y reducir el consumo de floculantes entre un 15% y un 60%, lo que representa ahorros económicos de hasta un 50%. Este proyecto documenta experiencias de campo orientadas a lograr una gestión más eficiente y sostenible del agua en plantas de beneficio, con impactos positivos en costos y desempeño operativo.

Gracias al seguimiento continuo, los consumos de floculante se han mantenido estables. Actualmente, se encuentra en fase de prueba un sistema experto para dosificación automática, que ha mostrado resultados prometedores. Su capacidad de ajustar las dosis en tiempo real permite evitar sobredosificación y prevenir la saturación del sistema, mejorando la estabilidad del proceso.

PALABRAS CLAVE: Floculante 1; Sedimentación 2; Optimización 3

ABSTRACT

Water is an increasingly scarce resource, and its improper management in mineral processing plants can cause significant losses to both the environment and the industry. This article presents the results of laboratory research, field optimizations, and industrial case studies demonstrating how the use of high-performance flocculants can improve overflow water quality and significantly reduce commercial flocculant consumption, with reductions ranging from 15% to 60% in some cases.

To optimize thickener operation and reduce costs, variables such as flocculant types and dosages, maturation times, preparation concentrations, and solids content in the pulp were analyzed at the laboratory scale. In the plant, operational parameters and peripheral equipment were reviewed, including dosing points, pumps, monitoring instrumentation, and solids percentages in both feed and underflow.

Industrial tests showed that overflow water clarity can be improved by up to 42% while flocculant consumption can be reduced by 15% to 60%, representing economic savings of up to 50%. This project documents field experiences aimed at achieving more efficient and sustainable water management in mineral processing plants, positively impacting both costs and operational performance.

Thanks to continuous monitoring, flocculant consumption has remained stable. Currently, an expert system for automatic dosing is under trial, showing promising results. Its ability to adjust doses in real time helps avoid

overdosing and prevents system saturation, improving process stability.

KEYWORDS: Flocculant 1; Sedimentation 2; Optimization

1. INTRODUCCIÓN

El agua es un recurso cada vez más limitado, y su uso ineficiente en plantas de beneficio puede generar impactos ambientales y operativos importantes en la minería.

En el proceso de espesamiento, se utilizan floculantes para agrupar los sólidos presentes en el agua y facilitar su sedimentación. Este estudio se realizó con mineral polimetálico de la zona de Zacatecas, México.

En laboratorio se evaluó el desempeño de distintos floculantes ajustando variables clave para optimizar su aplicación industrial, tales como:

- **Tipo de floculante:** Cada floculante tiene propiedades específicas según el proceso y tipo de mineral tratado.
- **Dosificación:** La cantidad aplicada depende de la pulpa, el contenido de sólidos y las condiciones del proceso.
- **Tiempo de maduración:** Es el periodo necesario para que el floculante alcance su máxima efectividad.
- **Concentración:** Debe ajustarse según el tipo de floculante y las características del agua.
- **Porcentaje de sólidos:** Indica la proporción de material sólido presente en la pulpa.

Se aplicaron análisis estadísticos para identificar patrones y evaluar condiciones a escala industrial. Estos estudios requieren al menos tres meses de datos continuos, recopilados cada cinco minutos. Se excluyen datos atípicos como paros de planta para garantizar resultados representativos.

Como antecedente del proyecto, se analizaron datos históricos de cinco plantas. Un ejemplo es la Figura 1, que muestra la frecuencia de consumo en la Planta 3: más del 30% de las mediciones se ubican entre 40 y 44 g/t, y en casos atípicos, el consumo puede llegar a 52 g/t. Esta información permite identificar rangos de operación comunes y patrones de consumo útiles para la toma de decisiones.

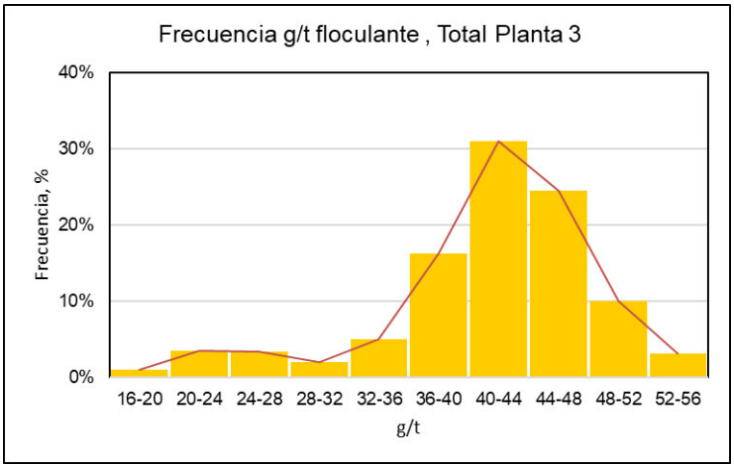


Figura 1: Gráfico de Frecuencia Consumo de Floculante en Planta 3

La Tabla 1 proporciona un resumen operativo de las plantas analizadas, destacando los consumos aproximados mensuales durante el período de operación. Aunque la tabla no incluye todos los parámetros relevantes, simplifica la información esencial sobre el consumo de floculante en cada planta, facilitando una visión general del consumo mensual.

Tabla 1: Caracterización de las plantas

Planta	Concentración %	Consumo g/t	Turbides NTU	Consumo t/mes
1	0.05	18	45	1.9
2	0.20	23	49	5.1
3	0.37	42	45	9.2
4	0.05	39	40	10.7
5	0.28	64	43	14.6

Los valores reflejan condiciones previas a la intervención en las operaciones de las plantas. A modo de resumen, presentamos los consumos antes de realizar cualquier ajuste. Es importante destacar que los objetivos específicos de cada planta pueden variar, lo que implica que las condiciones y resultados esperados también pueden diferir según los objetivos particulares de cada unidad minera.

2. METODOLOGIA EXPERIMENTAL

El objetivo principal es reducir el consumo de floculante y mejorar la clarificación de las soluciones de sobreflujo de los espesadores de las plantas de beneficio, es decir, reducir costos operativos y mejorar la calidad de agua.

Esto es posible seleccionando un floculante compatible con la pulpa, que mejore la velocidad de sedimentación y maximice la recuperación de agua. Adicional es necesario ajustar parámetros operativos en campo que permitan que el floculante seleccionado obtenga el mejor rendimiento posible.

2.1 Pruebas laboratorio – Selección de floculante

El proceso de selección de floculante inicia en laboratorio realizando rigurosas pruebas de sedimentación, utilizando muestras de pulpa específicas de la operación. Este procedimiento asegura la selección correcta de floculante, adaptándose a las características de la pulpa de la planta de beneficio. Los pasos generales para realizar una prueba de sedimentación son los siguientes:

- Recolección de pulpa.
- Medición del % sólidos de la pulpa.
- Preparación de diferentes floculantes a diferentes concentraciones.
- Realizar prueba de sedimentación, con diferentes % sólidos.
- Recabar evidencia en video de pruebas de sedimentación.
- Medición de clarificación de agua (NTU).
- Elaboración de curvas de velocidad de sedimentación.

Una vez realizadas las pruebas de sedimentación, elaboradas las curvas de velocidad de sedimentación y por medio de la evidencia de video, es necesario seleccionar el floculante óptimo para la muestra de pulpa, es decir, quien obtuvo mayor velocidad de sedimentación y mejor clarificación de agua, menor NTU.

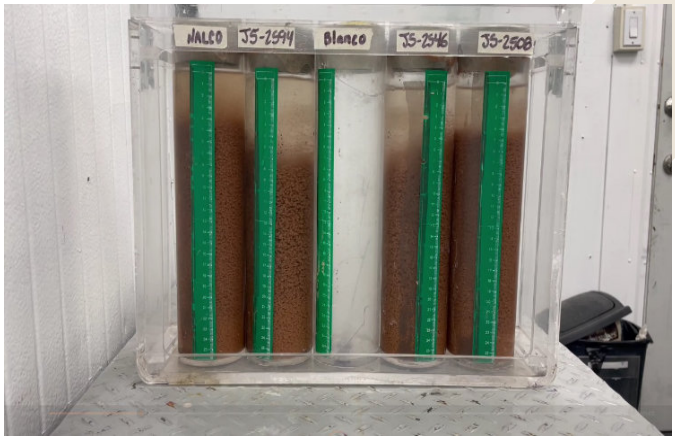


Figura 2: Prueba de sedimentación.

2.2 Análisis operativos y evaluación de resultados

Una vez seleccionado el floculante por medio de pruebas de sedimentación en laboratorio es necesario realizar un análisis histórico de datos de la operación, abarcando un período mínimo de 3 meses en intervalos de 5 minutos, con el objetivo de identificar patrones recurrentes en conductas operativas. Este análisis permite determinar valores que se presentan con mayor frecuencia, proporcionando una visión integral del desempeño operativo. Los datos analizados son los siguientes:

- Torque espesador.
- Altura de las rastras.
- Interfaz de agua clara
- Turbidez de los sobreflujos
- % sólidos a la descarga del espesador.
- Flujos volumétricos en descargas de los espesadores
- Flujos de adición de floculante
- Tonelaje de alimentación
- Concentración del floculante

Este enfoque metódico proporciona una base sólida para evaluar detallada del rendimiento operativo y la optimización de procesos.

2.3 Desempeño Operativo.

Antes de iniciar la prueba industrial, es necesario realizar una revisión en campo para evaluar las condiciones actuales de operación.

Esta revisión incluye la inspección de instalaciones, verificación de puntos de dosificación, tiempos de maduración, concentración del floculante y porcentaje de sólidos en los espesadores.

También se comparan las lecturas de instrumentos en línea con mediciones manuales, validando variables clave como el flujo de floculante, concentración, % de sólidos y NTU, con el fin de asegurar la precisión de los datos históricos. Se da seguimiento a variables operativas como torque, altura de rastras y espejo de agua.

Un ejemplo de desviación detectada se muestra en la Figura 3, donde se identificó una mala ubicación del punto de dosificación, resolviéndose al redirigir el floculante hacia la canaleta de autodilución.

Figura 3: Modificación de puntos de dosificación de floculante.

2.4 Inicio de Prueba Industrial

Durante el inicio de la prueba industrial para el cambio de un nuevo floculante, es necesario vaciar y limpiar los tanques y llenar con nuevo floculante. Es necesario registrar el tiempo de entrada del floculante y monitorear los parámetros clave, como torque, % sólidos en alimentación y descarga del espesador, además de la calidad del agua clarificada en el sobreflujo.

Durante todo el proceso, desde las pruebas de laboratorio hasta la implementación industrial, nuestro equipo de ingenieros especializados brinda un soporte técnico integral y seguimiento continuo. Estamos comprometidos a estar a su lado en cada paso, resolviendo dudas y optimizando el proceso en tiempo real. Los periodos de prueba pueden variar dependiendo de las necesidades de los clientes, pueden ser desde 15 días hasta 2 meses de prueba para generar una base de datos solida con la cual poder evaluar más a detalle los resultados.

2.5 Constancia en resultados obtenidos.

Actualmente se colabora con dos plantas de beneficio en el desarrollo e implementación de un sistema de dosificación experto, cuyo objetivo principal es optimizar el consumo de floculante.

Este sistema se basa en la integración de variables clave del proceso, tales como el tonelaje de alimentación, los tiempos de residencia, el grado de clarificación del sobreflujo, el torque del espesador y el porcentaje de sólidos en la pulpa.

Mediante el análisis en tiempo real de estas variables, se ha logrado avanzar significativamente en mantener los consumos de reactivo, evitando la sobredosificación que no solo incrementan los costos operativos, sino que también pueden afectar negativamente la eficiencia del proceso de sedimentación. La aplicación de este sistema representa un paso importante hacia una operación más automatizada, eficiente y sostenible.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

3.1 Resultados Pruebas de Laboratorio

La Tabla 2 muestra resultados de velocidades de sedimentación y clarificación de soluciones de sobreflujo de pruebas realizadas a diferentes dosificaciones con el floculante estándar y el floculante J5. Los resultados indican que a menor dosificación con el “Floculante J5”, 10 g/t, las velocidades de sedimentación obtenidos son similares a las velocidades de sedimentación obtenidas con el "Floculante Estándar" pero a mayor dosificación de floculante 25 g/t. Sin embargo, a dosificaciones de floculante tan bajas la clarificación no es la mejor posible.

Tabla 2. Resultados pruebas de sedimentación a diferentes dosificaciones, nivel laboratorio.

Dosificación, g/t	Velocidad de sedimentación, m/h		Clarificación solución sobreflujo, NTU	
	Floculante Estándar	Floculante J5	Floculante Estándar	Floculante J5
10.0	16.4	30.0	197.0	130.0
15.0	23.2	25.7	129.0	80.0
20.0	33.8	35.1	62.0	49.0
25.0	33.8	36.0	48.0	27.6

La Figura 4 indica que aumentar la dosificación del Floculante J5 no incrementa significativamente las velocidades de sedimentación, por lo cual no es necesario dosificar grandes cantidades de floculante, sin embargo, pero sí es requerimiento de la unidad mejora la calidad del agua si es posible incrementando la dosificación de floculante. Esto sugiere que pueden lograrse buenos rendimientos de velocidad con bajas dosificaciones, siempre y cuando se encuentre una dosificación adecuada que no comprometa la claridad de los sobreflujos.

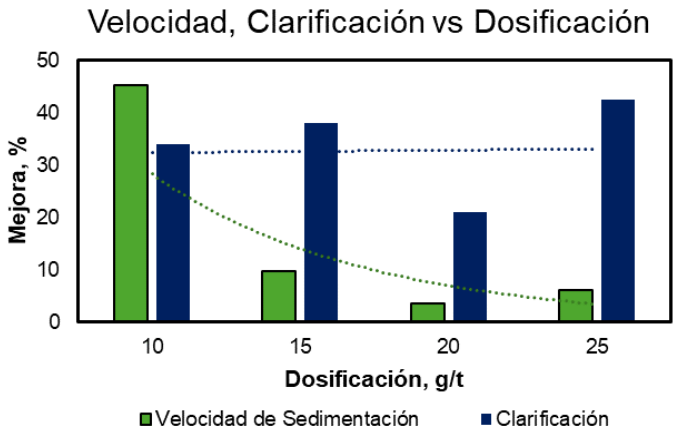


Figura 4. Velocidad y clarificación vs dosificación de floculante.

3.2 Resultados de Pruebas Industriales – Cambio de floculante

Durante las pruebas industriales, los Floculantes J5 han mostrado un excelente desempeño corroborando de manera precisa los resultados obtenidos durante las pruebas de laboratorio. En condiciones operativas a escala industrial, se registró una mejora significativa en la eficiencia de sedimentación, acompañada de una mayor claridad en la solución clarificada. Los parámetros operativos clave, como el torque promedio, el porcentaje de sólidos en alimentación y descarga del espesador, así como la turbidez del sobreflujo, se mantuvieron dentro de los rangos óptimos predefinidos, lo que asegura un rendimiento confiable del proceso.

La prueba industrial permitió optimizar y validar los puntos de dosificación del floculante en el espesador, lo que derivó en una reducción del consumo de floculante sin comprometer la eficiencia global del sistema. Esta optimización en la dosificación no solo garantiza un uso más eficiente de los floculantes J5, sino que también contribuye a una operación más sostenible económicamente, manteniendo al mismo tiempo la calidad y el rendimiento operativo del proceso.

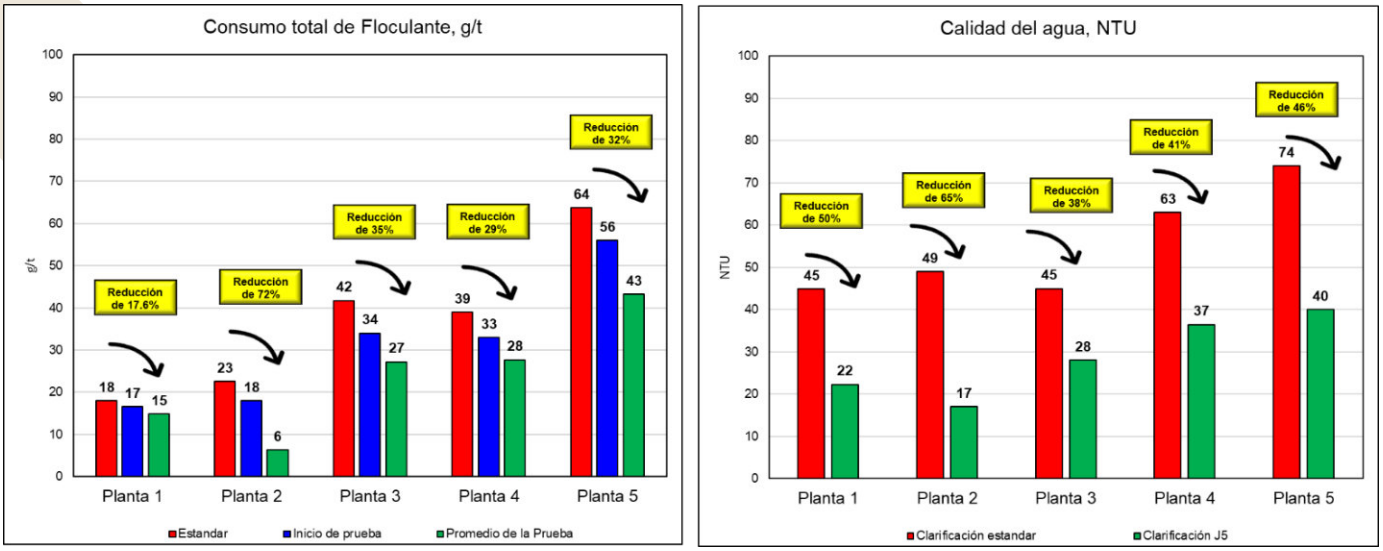


Figura 5: Gráfico de consumo de floculante en las plantas antes y después.

Durante las pruebas industriales, se evidenció una mejora notable en la reducción del consumo de floculante y en la calidad de la clarificación del agua. Este impacto positivo puede atribuirse a dos factores principales, la calidad de los floculantes J5 y mejoras operativas ejecutadas entre el equipo con supervisión de plantas y el soporte técnico de J5.

Mejoras Operativas:

- **Optimización de los puntos de dosificación:** Ajustes precisos en los puntos de adición del floculante para asegurar una distribución uniforme y eficiente.
- **Ajuste en la concentración del floculante:** Modificaciones en la concentración para maximizar la eficiencia sin sobrecargar el sistema.
- **Monitoreo constante de los espesadores:** Implementación de un sistema de monitoreo continuo para evaluar y ajustar los parámetros operativos a tiempo

La combinación de estas mejoras operativas contribuye en un 13% a la mejora total observada del 33%. Esto indica que, aunque las mejoras operativas son importantes, su impacto por sí solo representa una porción significativa pero menor de la mejora total.

Optimización del Floculante:

- Cambio a un floculante de alta eficiencia: La selección de un floculante con mejores características y rendimiento puede resultar en una reducción más significativa del consumo.

El cambio a un floculante de alta eficiencia representa 20% de reducción en el consumo total. Este cambio contribuye de manera considerable al total de 33% en la mejora observada.

La Figura 6 muestra el resumen de este análisis, mientras que las mejoras operativas proporcionan una mejora de 13%, el cambio a un floculante más eficiente ofrece una reducción del 20%, destacando la importancia de ambos enfoques en la optimización del proceso y la eficiencia en el uso del floculante J5.

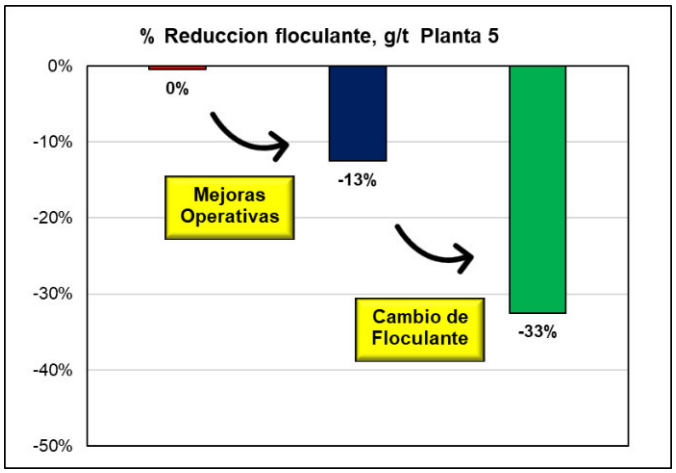


Figura 6: Gráfico de consumo de floculante en las plantas antes y después.

La Figura 7 muestra el antes de un espesador con un floculante estándar y el después del cambio a un floculante J5.

Figura 7: Fotografías antes y después con floculante J5.

La Figura 8 muestra los resultados del cambio de floculante en cinco plantas. Gracias a una correcta selección, se lograron ahorros en el consumo del 20% al 30%, y en algunos casos, de hasta un 72%, sin afectar la calidad del agua. Es importante considerar que estos resultados pueden variar según la calidad del agua, el tamaño de partícula y los sistemas de dilución usados en los espesadores, ya que estos factores influyen en la eficiencia del floculante y en el nivel de ahorro alcanzado.

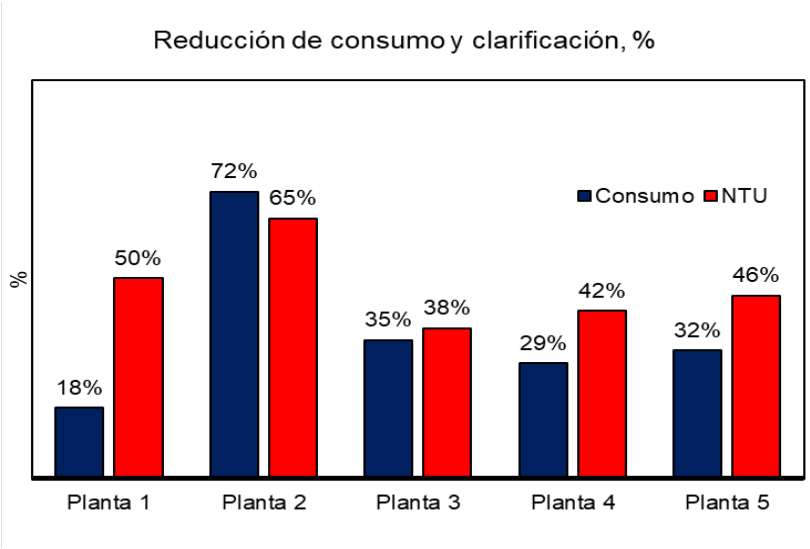


Figura 8. Reducción de consumo y mejora en clarificación con Floculante J5.

Durante el primer trimestre del año se inició el proyecto de implementación de un sistema experto para la dosificación de floculante, fundamentado en un análisis previo que evidenció que la sobredosificación del reactivo genera variaciones significativas en los consumos mensuales. Para abordar esta problemática, se decidió desarrollar un sistema que optimice la dosificación basándose inicialmente en el tonelaje molido y el flujo de floculante, ajustando la dosis proporcionalmente al tonelaje procesado.

En una segunda etapa, se incorporó un estudio detallado de los tiempos de residencia en planta, con el objetivo de hacer la dosificación más precisa y oportuna, reflejando las condiciones reales del proceso. Próximamente, se planea integrar variables adicionales al sistema, como la interfase de agua clara, la turbidez y el torque del espesador, con el fin de robustecer aún más la lógica de control y mejorar la respuesta del sistema ante las variaciones operativas.

Aunque el sistema se encuentra actualmente en fase de pruebas, los resultados preliminares han sido alentadores, mostrando un consumo de floculante más bajo y, sobre todo, más estable. En la Figura 9 se puede observar la tendencia de consumo durante los últimos tres meses, donde no solo se evidencia una reducción significativa en comparación con los periodos anteriores, sino también una mejora en la consistencia del consumo durante todo el trimestre.

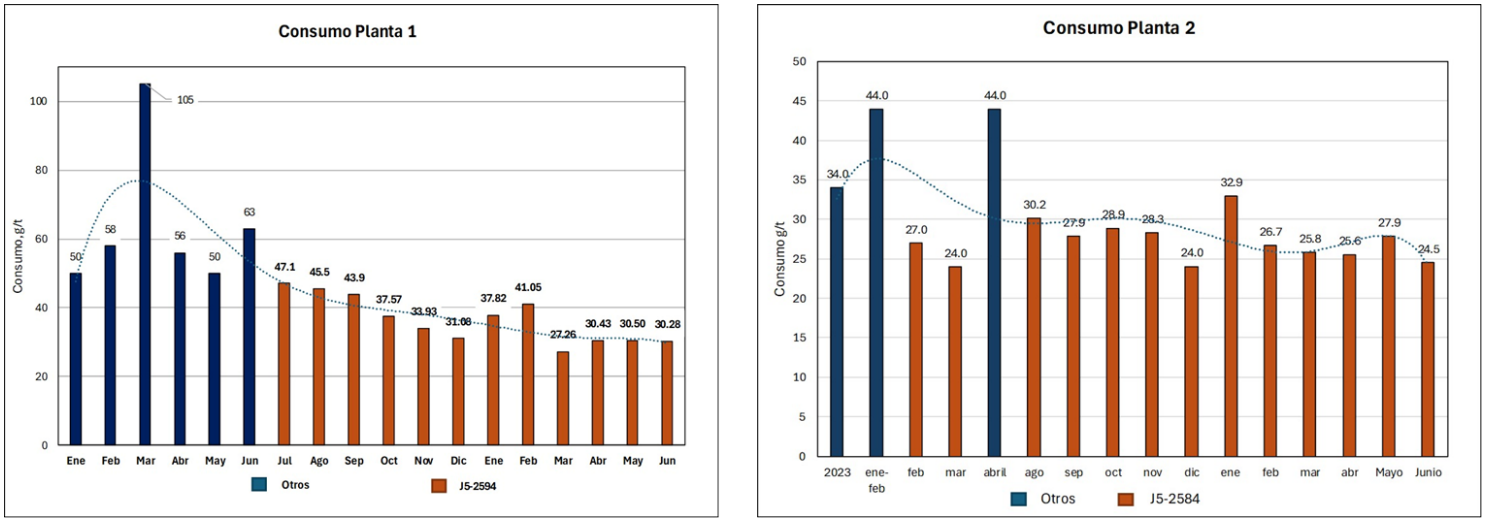


Figura 9. Consumo de floculante mensual en plantas de beneficio.

4. CONCLUSIONES

Los resultados obtenidos a nivel laboratorio e industrial confirman que la selección y dosificación adecuada de floculantes tiene un impacto significativo en la eficiencia del proceso de sedimentación y en la calidad del agua clarificada. Las pruebas comparativas demostraron que el floculante J5, incluso a bajas dosificaciones (10 g/t), puede alcanzar velocidades de sedimentación similares al floculante estándar a dosis más elevadas (25 g/t), lo que representa un importante potencial de ahorro. Sin embargo, la calidad de clarificación a esas dosis mínimas puede verse limitada, por lo que se requiere un balance entre eficiencia de sedimentación y claridad del sobreflujo.

En las pruebas industriales, el uso del floculante J5 permitió mantener parámetros operativos dentro de rangos óptimos, con una mejora global del 33% en el desempeño del sistema. Este resultado se atribuye a dos factores principales: la optimización operativa (13%) y la selección de un floculante más eficiente (20%). Además, se logró una reducción del consumo de floculante de hasta 72% en ciertas unidades, sin afectar negativamente la calidad del agua tratada.

Por otro lado, la implementación del sistema experto de dosificación ha mostrado resultados preliminares prometedores, permitiendo reducir y estabilizar el consumo mensual de floculante. Este sistema, basado inicialmente en tonelaje procesado y tiempos de residencia, continuará mejorándose con la incorporación de variables críticas como interfase, turbidez y torque del espesador.

En conjunto, estos avances técnicos demuestran que una estrategia integral, que combine el uso de floculantes de alto desempeño con herramientas de control automatizado, puede conducir a una operación más eficiente, sostenible y con menor impacto económico en plantas de beneficio.

5. AGRADECIMIENTOS

Queremos expresar nuestro más sincero agradecimiento a las plantas de beneficio del estado de Zacatecas por su invaluable apoyo y colaboración. Extendemos este reconocimiento a los superintendentes, supervisores y asesores que, con su disposición y compromiso, nos brindaron las facilidades necesarias para llevar a cabo tanto las pruebas de laboratorio como las pruebas industriales. Su apertura ha sido clave para el desarrollo y avance de este proyecto.

Agradecemos profundamente al equipo de J5: Fernanda Campos, Fernando Esquivel, Paloma Ramos y Juan Pablo Paz. Su acompañamiento constante, su compromiso con el servicio al cliente y su entrega en cada prueba realizada reflejan los valores que J5 busca compartir con el mundo. Su esfuerzo, colaboración y profesionalismo han sido fundamentales para hacer posible cada etapa de este trabajo.

Finalmente, nuestra más profunda gratitud es para nuestras familias, quienes, a pesar de los sacrificios y del tiempo que muchas veces no podemos compartir con ellas, nos ofrecen siempre su apoyo incondicional. Su comprensión y respaldo son el impulso que nos motiva a seguir adelante con pasión y compromiso.

6. REFERENCIAS

Miranda, M., Chambers, D., & Coumans, C. (2005). Framework for Responsible Mining: A Guide to Evolving Standards. Center for Science in Public Participation.

Tao, D., & Parekh, B. K. (2002). Enhanced Sedimentation of Fine Coal Tailings Using Floculants and Surfactants. Fuel, 81(9), 1133-1140.

Caracterización electroquímica y lixiviación de escorias Au–Ag en el sistema tiosulfato, utilizando voltametría cíclica con electrodos de pasta de grafito

Zuñiga-Arvizu J.J.[1], Salazar-Hernández Ma. M.[1], Salazar-Hernández Ma. del Carmen[2], Elorza-Rodríguez E.[1]*

[1] Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología, P.E. Ingeniería Metalúrgica, 36000 Guanajuato, Gto., [2] Unidad Interdisciplinaria del Instituto Politécnico Nacional, Unidad Silao, 36275 Silao de la Victoria, Gto. erelorza@ugto.mx*

Resumen

El presente trabajo analiza el comportamiento del sistema de lixiviación tiosulfato-amoníaco-cobre (TACu) aplicado a una muestra de escorias de fundición de doré con alto contenido de oro (168 g/Ton) y plata (437 g/Ton). Este sistema se plantea como una alternativa ambientalmente más amigable frente al proceso convencional de cianuración.

La caracterización electroquímica del sistema se llevó a cabo mediante voltamperometría cíclica con electrodos de pasta de grafito en un sistema de tres electrodos. El análisis de los voltamogramas permitió describir los procesos electroquímicos involucrados, identificando las etapas de oxidación y complejación del oro, así como las condiciones más adecuadas para la lixiviación de los metales preciosos contenidos en las escorias

Para evaluar su eficacia, se realizaron pruebas comparativas de lixiviación con soluciones de cianuro-O_2 y de tiosulfato-amoníaco-Cu. La cianuración mostró buenas recuperaciones; sin embargo, aunque la velocidad de disolución de oro y plata fue mayor en el sistema TACu, la recuperación de oro fue inferior al 70 %, mientras que la de plata resultó más eficiente.

Finalmente, se evaluó el efecto de la variación en la concentración de los componentes del sistema TACu sobre la eficiencia de lixiviación, determinando las condiciones operativas más adecuadas para el tratamiento de escorias con contenido de metales preciosos.

Palabras Claves: Tiosulfato-amonía-Cu (II), escorias de doré, caracterización electroquímica

Abstract

This work analyzes the behavior of the thiosulfate–ammonia–copper (TACu) leaching system applied to a sample of doré smelting slags with high gold (168 g/t) and silver (437 g/t) contents. The TACu system is proposed as an environmentally friendlier alternative to the conventional cyanidation process.

Electrochemical characterization of the system was conducted by cyclic voltammetry using graphite paste electrodes in a three-electrode configuration. Analysis of the voltammograms enabled the description of the electrochemical processes involved, showing the oxidation and complexation stages of gold, as well as the most suitable conditions for the leaching of precious metals contained in the slags.

To evaluate its effectiveness, comparative leaching tests were conducted using cyanide-O_2 and thiosulfate-ammonia-Cu (II) solutions. Cyanidation showed good recoveries; however, although the dissolution rate of gold and silver was higher in the TACu system, gold recovery was below 70%, while silver recovery proved to be more efficient.

Finally, the effect of varying the concentration of the TACu system components on leaching efficiency was evaluated, allowing the determination of the most appropriate operating conditions for the treatment of slags containing precious metals.

Key Words: Thiosulfate-ammonia-Cu (II), doré slag, electrochemical characterization.

Introducción

Hasta antes de 1977, los procesos de disolución de metales y minerales eran exclusivamente explicados en términos de modelos no-oxidativos. Sin embargo, esto imponía ciertas limitaciones en cuanto a la explicación de los mecanismos de disolución. La disolución de un sólido puede definirse como no-oxidativa cuando los estados de oxidación del soluto son idénticos en solución y en el estado sólido. Contrariamente una disolución es oxidativa (o reductiva) cuando el soluto tiene diferentes estados de oxidación en el sólido y en solución. Un requisito indispensable en este tipo de disoluciones es la transferencia de electrones a través del interfaz sólido/solución o sólido/sólido. En la actualidad, generalmente es aceptado que estas reacciones ocurren como resultado de la oxidación anódica del mineral y la reducción catódica del oxidante a un potencial mixto.

En los pasados treinta años la voltamperometría cíclica ha llegado a ser una popular técnica en el estudio de reacciones electroquímicas. Los químicos orgánicos han aplicado esta técnica para estudiar las reacciones de biosintéticos y estudios electroquímicos para generar radicales libres. Así mismo un creciente número de químicos inorgánicos han usado la voltametría cíclica para evaluar el efecto de ligandos en el potencial de óxido-reducción del ion metálico central en reacciones de complejamiento. Asimismo, este tipo de información juega una parte importante en muchas de las aproximaciones encaminadas a la conversión de energía solar y en los estudios de modelado de catálisis enzimática. En la metalurgia, tanto extractiva como de refinación de metales, los procesos electroquímicos asociados a la transferencia de electrones son el centro de reactividad de los complejos inorgánicos, la disolución de metales, óxidos y/o sulfuros semiconductores, por lo que las metodologías electroquímicas pueden ser convenientemente aprovechadas para obtener información cualitativa y cuantitativa acerca de los procesos de transferencia de electrones, p.e.: estimación de potenciales formales de reducción, extensiones de disolución, mecanismos de reacción, extraer datos cinéticos cualitativos de una reacción electroquímica, entre otras [1]. En lo particular la voltametría cíclica (VC) es una poderosa y popular técnica comúnmente empleada para investigar los procesos de reducción y oxidación de especies moleculares. En un conjunto de datos VC aparecen varios picos: cada pico corresponde a un proceso electroquímico específico y su altura está relacionada con la concentración del analito [1, 2].

El propósito de este artículo lo es, primeramente, definir las adecuadas condiciones de extracción de metales preciosos contenidos en escorias de fundición de precipitados, en un sistema de lixiviación tiosulfato-amonía-Cu (II), mediante una caracterización electroquímica usando voltametría cíclica con electrodos de pasta de grafito. Definidas estas, realizar pruebas de cinética que definan los tiempos de tratamiento y extracción de los metales preciosos.

Antecedentes

Durante las operaciones de fundición de precipitados de oro-plata en aquellas unidades que lixivian sus menas usando disoluciones de cianuro de sodio, sea por operaciones de lixiviación en montones o dinámica, se generan escorias, las cuales pueden llegar a contener apreciables concentraciones de metales preciosos p.e. 200-300 g/Ton de Au y 500-800 g/Ton de Ag. La caracterización microscópica de estas escorias indica, primeramente, que los tamaños de las partículas metálicas tienen tamaños menores a las 10 micras, el que aunado a la alta viscosidad de escoria impidió su agregación a la fase metálica, ver Figura 1, y segundo que estas partículas se encuentran, mayormente, como aleaciones Au-Ag y Au-Ag-Cu, la primera de estas con una relación mucho menor a 7:1 [1].

1. Durante el apartado de botones Doré, sí estos tienen relaciones plata:oro menores a 7:1 resulta difícil disolver la primera (Ag) en soluciones diluidas de ácido nítrico, por lo que estas muestras son incuartadas agregando plata o solución de nitrato de plata la muestra de manera que se sobrepase la relación 7:1.

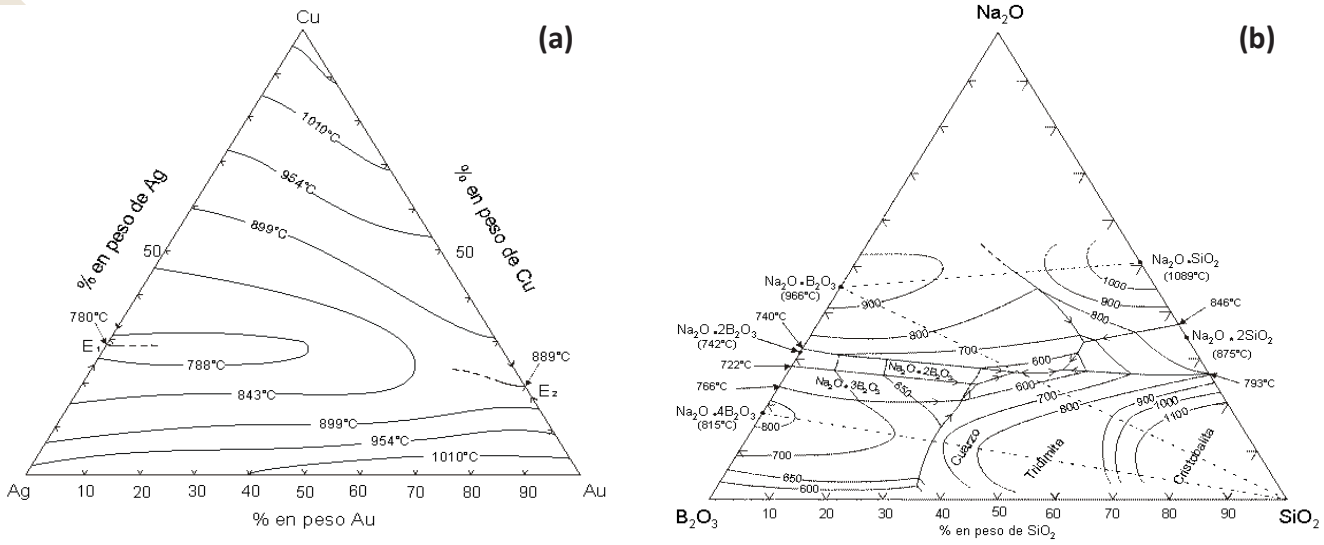


Figura 1. (a) Diagrama ternario del sistema Au-Ag-Cu, y (b) Diagrama ternario que determina la composición de la escoria resultante de los procesos de fundición de doré [3].

La unidad minera de donde proceden las escorias de este estudio procesa una mena de oro-plata por cianuración tanto en montones como por agitación. La fusión de precipitados genera entre 50 a 100 toneladas de escorias, las que una vez trituradas son incorporadas en la sección de molienda de la lixiviación dinámica, la solución de la cual tiene una concentración de 200 mg NaCN/L. El presente trabajo se realizó con la finalidad de caracterizar microscópicamente el material de escorias, realizar pruebas de cianuración sobre estas sin activar mecánicamente, así como evaluar su disolución en el sistema lixiviante tiosulfato-amonía-Cu (II), previa caracterización electroquímica usando electrodos de pasta de grafito.

Zhang y Forsberg (1998) indican que el aprovechamiento de metales preciosos contenidos en escorias puede considerarse como un tratamiento de fuentes secundarias. Este tipo de aprovechamiento ofrece ventajas como: la conservación de recursos primarios, la disminución de sólidos generados, la recuperación de materiales no metálicos, así como la de metales ferrosos, no ferrosos y preciosos; además del ahorro de energía y la prevención de contaminación por metales pesados [4].

La recuperación de valores en este tipo de materiales puede realizarse mediante métodos hidrometalúrgicos o pirometalúrgicos. Entre ellos, la hidrometalurgia es la más utilizada debido a que permite el tratamiento de materiales con bajo contenido metálico, requiere poca energía, es aplicable a baja y mediana escala, permite la recirculación de reactivos y produce compuestos metálicos de alta pureza [5].

Dentro de la hidrometalurgia, la lixiviación es el proceso mediante el cual un metal se disuelve a partir de su matriz mineral en una solución líquida [6]. Para lograrlo, se emplean soluciones lixiviantes que contienen especies químicas capaces de oxidar o reducir el metal de interés y formar complejos solubles y estables. Metales como el oro y la plata son comúnmente extraídos mediante este proceso. A continuación, se describen dos de los sistemas de lixiviación más utilizados para estos elementos.

El sistema lixiviante NaCN-O2(ac)-H2O, mejor conocido por cianuración, fue un hito en la metalurgia del oro. En su momento fue de gran trascendencia, ya que desplazó procesos como la amalgamación, clorinación, entre otros, los cuales solo permitían tener recuperaciones del 55-65% de Au. Actualmente, la cianuración es el proceso más utilizado para la extracción de oro en el mundo [4], al ser empleado este sistema para la lixiviación de oro y plata favorece dos aspectos; la oxidación de ambos metales, así como la formación de complejos estables con ellos. En 1846, Elsner propone que la disolución de oro y plata metálicas en cianuro solo ocurre en presencia de oxígeno, esto acorde a las siguientes reacciones [4, 5].

$$4Au_{(s)} + 8CN^- + O_{2(ac)} + H_2O \rightarrow 4Au(CN)_2^- + 4OH^- \qquad \text{Ec. 1}$$

$$4Ag_{(s)} + 8CN^- + O_{2(ac)} + H_2O \rightarrow 4Ag(CN)_2^- + 4OH^- \qquad \text{Ec. 2}$$

Más de 40 años después, Janin sugiere que la disolución de Au y Ag no ocurre por la reducción del oxígeno, más bien, por la liberación de hidrógeno. Por su parte, Bödlander, basado en la reacción de Elsner, establece que la reacción es de naturaleza electroquímica, propone que el proceso ocurre en dos etapas [6]. La Figura 2 ilustra el diagrama E_h-pH del sistema Au-CN^--H_2O y el proceso electroquímico de disolución de una partícula oro

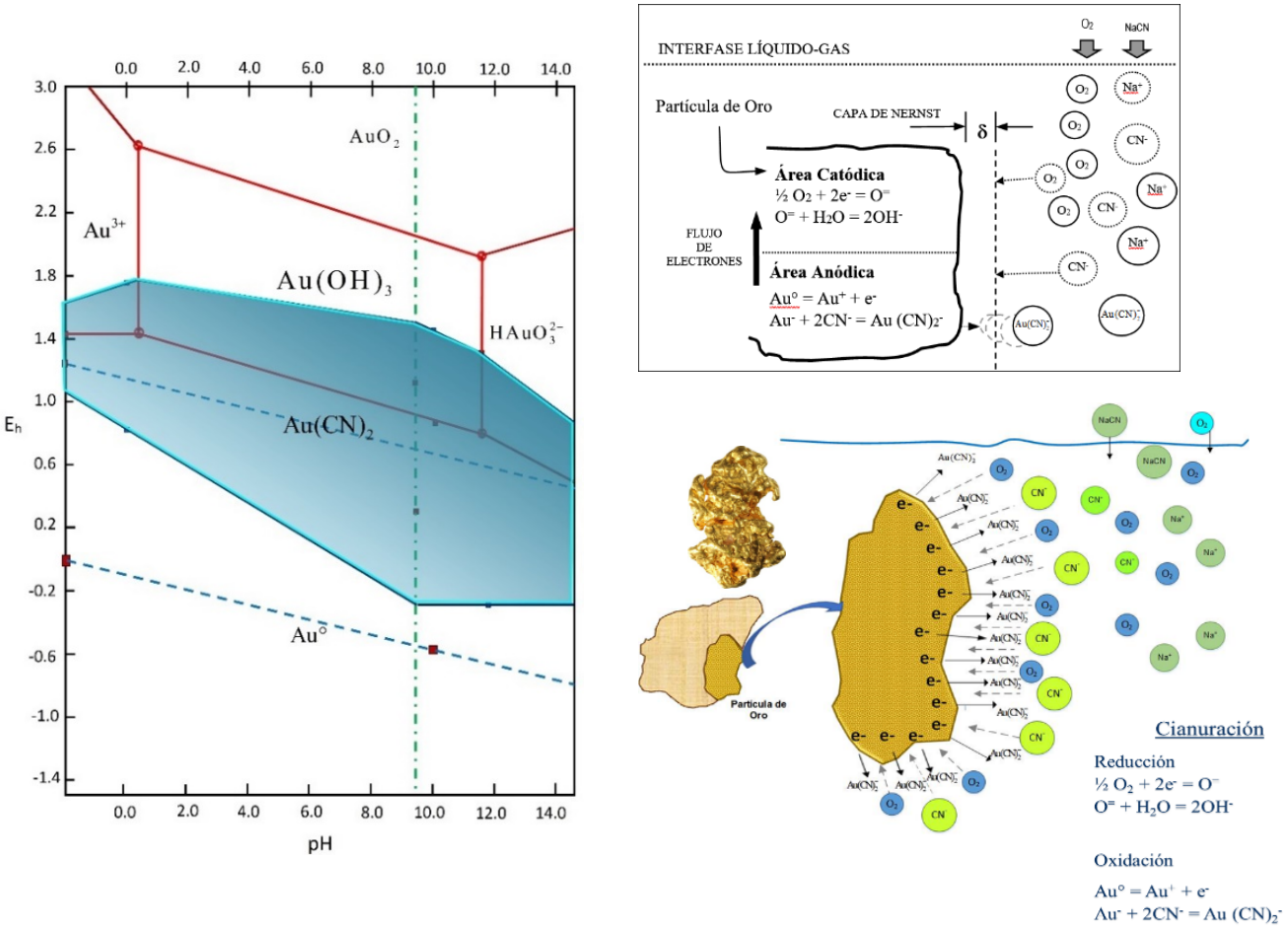


Figura 2. (a) Diagrama Eh-pH del sistema Au°-CN--H2O (0.001 M NaCN) mostrando la gran área de dominio del complejo, y (b) Representación de las etapas que tienen lugar durante un proceso de lixiviación con cianuro de sodio sobre oro, concepciones previa y actual [7, 8].

El proceso de disolución del oro en el sistema de TACu a bajas concentraciones es ilustrado en el diagrama de la Figura 3a. Como en el caso de la lixiviación en CN^--O_2, en el sistema TACu (II) se tienen fuertes complejantes aniónicos; y , con constantes de complejación de 28 y 26, con un potencial de oxidación de E° = +0.17 voltios, en el intervalo de pH 8-10. La especie oxidante del sistema lo es el tetramino de Cu, pudiéndose adicionar oxígeno, el que rehace, parcialmente el oxidante tetramino.

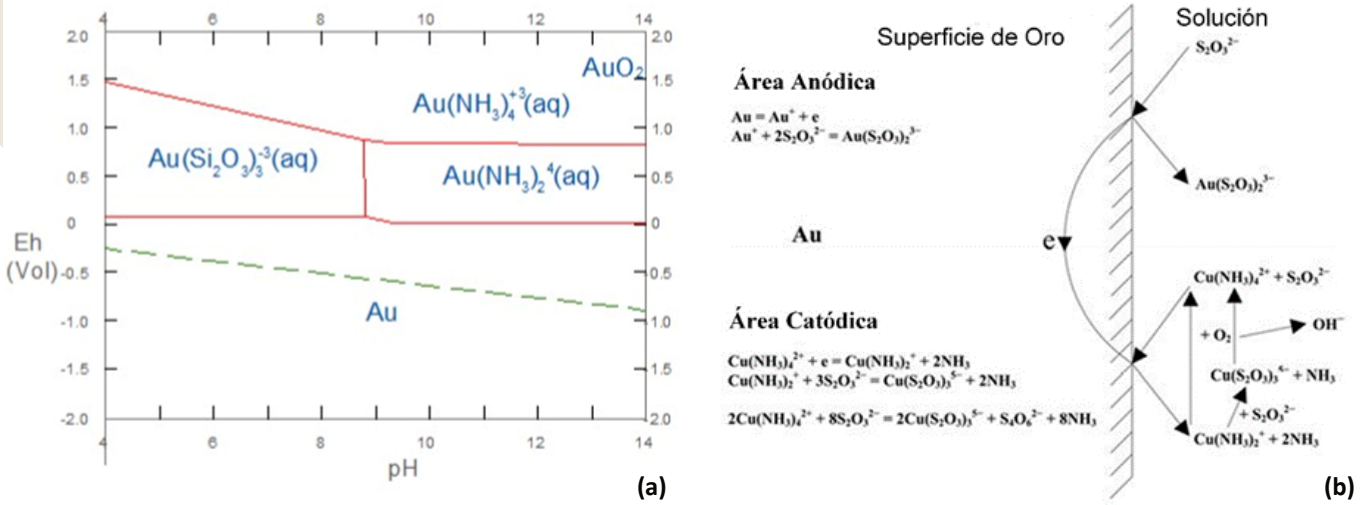


Figura 3. (a) Diagrama E_h-pH del sistema Au°-NH_3-$S_2O_3^{2-}$-H_2O (0.50x10^{-3} M Au; 0.10 M Tiosulfato; 0.10 M NH_3/NH_4^+ y 0.5x10^{-3}), y (b) Ilustración de la superficie de oro y procesos ocurridos durante su disolución en el sistema de tiosulfato [9].

El mecanismo electrocatalítico propuesto para la disolución de oro en soluciones amoniacales de tiosulfato, ilustrado en Figura 3b, propone que las especies presentes en solución adquieren electrones en la zona catódica de la superficie del oro y se reducen directamente a . Simultáneamente, los iones amonía o tiosulfato reaccionan con iones Au^+ en la superficie anódica del oro y entran en solución formando o . Dependiendo de la concentración de , el se convierte a iones , lo mismo ocurre con el . En presencia de oxígeno tanto como se oxidan a [10]. La reacción de oxidación del oro metálico a Au^+ puede ser representada por la Ec. 3, Cu (II) es el catalizador para esta a concentraciones de 10^{-3} a 10^{-4} mol/L, con oxígeno actuando para reoxidar Cu(I) a Cu (II), Ec. 4. La reacción catódica predominante dependerá de las concentraciones relativas de especies en solución [10, 11].

$$2\,Au + 10\,S_2O_3^{2-} + 2Cu(NH_3)_4^{2+} \rightarrow 2\,Au(S_2O_3)_2^{3-} + 8NH_3 + 2Cu(S_2O_3)_3^{5-} \qquad \text{Ec. 3}$$

$$2Cu(S_2O_3)_3^{5-} + 16\,NH_3 + O_2 + H_2O \rightarrow 2Cu(NH_3)_4^{2+} + 4\,OH^- + 12S_2O_3^{2-} \qquad \text{Ec. 4}$$

La baja solubilidad del Cu (II) en soluciones alcalinas en ausencia de amoníaco conduce a bajas velocidades de oxidación del oro. Además, el Cu(II) oxida rápidamente los iones tiosulfato en ausencia de amoníaco [12]. Por lo tanto, además de su función catalítica en soluciones de tiosulfato sin cobre, el importante papel del amoníaco en el sistema de tiosulfato amoniacal de cobre se ha utilizado para estabilizar el Cu (II) en soluciones alcalinas mediante la formación de complejos de amina. En una solución oxigenada de Cu (II), los efectos del oxígeno y cobre en la oxidación del tiosulfato y el oro están interrelacionados, ya que el Cu(I) se oxida a Cu (II) y tanto el oxígeno como el Cu (II) actúan como oxidantes para diversas especies de azufre. En resumen, el éxito del análisis de datos cinéticos depende de las velocidades relativas de diferentes reacciones, como [13]:

(i) Oxidación del Cu(I) y el tiosulfato por el oxígeno,
(ii) Oxidación del tiosulfato y el oro por el Cu (II), y
(iii) Otras reacciones secundarias.

En el estudio electroquímico de minerales, se pueden emplear cristales de mineral como electrodos de prueba. No obstante, algunos minerales presentan

ciertas propiedades semiconductoras que complican su caracterización. Por otro lado, la reproducibilidad experimental que estos electrodos proporcionan no es confiable, dado que la renovación de la superficie, para cada nueva experiencia es complicada [14]. Los electrodos de pasta de carbono-mineral (CPE-mineral), como electrodos de prueba, han mostrado su conveniencia en el estudio de los mecanismos de disolución de minerales, debido a que estos electrodos compuestos permiten obtener buena reproducibilidad experimental; además de que la conductividad del CPE-mineral es favorecida respecto a los especímenes de minerales sólidos, empleados como electrodos de prueba [15]. Los electrodos de pasta de carbono, los cuales utilizan un polvo de grafito mezclado con varios aglutinantes no conductores orgánicos inmiscibles en agua ofrecen una fácil y renovable superficie modificada, bajo costo y bajas contribuciones de corriente de fondo [16].

Metodología Experimental

En esta sección resumimos el sistema experimental, los materiales, reactivos utilizados y procedimientos de pruebas.

Reactivos y Escorias de Estudio

Los reactivos utilizados fueron todos grado analítico, para trabajo de análisis químico cuantitativo, algunos de ellos se tienen también en grado técnico, no obstante, solo se utilizan en las prácticas generales.

Tabla 1. Reactivos y materiales utilizados, y sus características.

NOMBRE	FÓRMULA	P.A., P.M.	Marca	Pureza
Polvo grafito	C	12.011	Alfa Aesar	99.999%
Aceite de silicon	$[-Si(CH_3)_2O-]_n$	n.d.	Sigma Aldrich	99.9%
Tiosulfato de sodio	$Na_2S_2O_3$	248.17	Karal	99.50
Sulfato de amonio	$(NH_4)_2SO_4$	132.15	Monterrey	Grado Analítico
Sulfato cúprico	$CuSO_4.5H_2O$	249.68	Monterrey	98.5
Sulfato de zinc	$ZnSO_4.7H_2O$	287.58	Fermont	98.0
Cianuro de sodio	NaCN	49.07	Monterrey	95.0
Nitrato de plomo	$PbNO_3$	331.20	Golden Bell	98.0
Hidróxido de amonio	$NH_4(OH)$	35.05	Karal	Grado Analítico
Jeringas insulina	no aplica (n.a.)	0.30 mL	BD-Ultrafine	n.a.
Alambre de cobre	Cu	63.54	Conducción	99.9999%
Lijas varias	n.a.	n.a.	Fandeli	600, 1200

Escorias de Fundición de Precipitados Au-Ag

Caracterización microscópica de especies de Au y Ag

La muestra fue molida pasando la malla 200, y se preparó en resina epóxica para obtener las correspondientes superficies pulidas con acabado espejo, para lo cual se emplearon lijas y pastas de diamante. Para la microscopía electrónica de barrido (MEB), la probeta obtenida se recubrió con una delgada capa nanométrica de grafito para eliminar cargas estáticas y permitir su observación.

Se utilizó el detector de electrones retrodispersados del MEB para distinguir entre las diferentes fases constituyentes por diferencia de número atómico promedio, lo cual se refleja en distintos tonos de grises asociados a cada fase con su particular constitución química, en este caso, este procedimiento se orientó especialmente a localizar las especies de oro y plata, así como describir las posibles asociaciones con otras especies.

Se empleó juntamente con MEB, la técnica de microanálisis por espectrometría de fluorescencia de rayos X por energía dispersa (EDS), para la identificación de las especies de interés, a través de los elementos químicos constituyentes y su relación estequiométrica. Los deta-

lles morfológicos y texturales fueron observados cambiando alternativamente el detector de electrones retrodispersados con el de electrones secundarios (detalles topográficos).

Procedimiento de Pruebas

Caracterización Electroquímica

Para la elaboración de electrodos de trabajo, se pesan 0.16 g de grafito y 0.04 g de especie electroactiva. Posteriormente, se miden 0.08 mL de aceite de silicón. Estos materiales se colocan en el mortero de ágata y se homogenizan por alrededor de 15 minutos. Enseguida, se retira la aguja a la jeringa para insulina y con ayuda de lija se desbasta para obtener una superficie plana. A continuación, la jeringa se rellena con la pasta de grafito, se le coloca un alambre de cobre y finalmente se compacta la pasta con ayuda del émbolo de la jeringa [17].

Cada uno de los experimentos se realizó en una celda electroquímica con tres electrodos. La primera la constituye un vaso de precipitados de 50 mL lleno con la solución a evaluar, dentro de esta se colocan el electrodo de trabajo (CPE) con superficie previamente renovada, el contraelectrodo (barra de grafito) y el electrodo de referencia (SCE). Se determina el potencial de circuito abierto (OCP) del electrodo de trabajo en la solución. Definido el anterior, se procede con la realización de la voltamperometría cíclica, teniendo en cuenta renovar la superficie del electrodo de trabajo entre cada experimento.

Se emplearon dos diferentes potenciostatos, el primero fue un GAMRY modelo 1010E, y el segundo marca Basi, modelo EC Épsilon. Ambos con un funcionamiento similar, permiten la ejecución de pruebas con ayuda de un software distribuido por los mismos proveedores. De esta manera, únicamente se controlan los parámetros de prueba, en este caso, todas las pruebas se fueron realizadas en la ventana de 1700 a -1700 mV. Finalmente, en cada prueba se toma como potencial de inicio el correspondiente al OCP, se fija una velocidad de barrido de 20 mV/s, y se procede a realizar el experimento correspondiente, cada sistema se evalúa en dirección anódica y catódica por duplicado. Por brevedad, la Tabla 2, resume las pruebas realizadas, indicándose sistema de lixiviación y electrodo de trabajo.

Tabla 2 Resumen de algunas de las pruebas realizadas, indicando concentración de la solución evaluada y electrodo de trabajo empleado.

Prueba No	Componente Solución (M)				Electrodo Trabajo
	Tiosulfato	Amonía	Cobre	Cianuro	
1	0.10	0.40	0.05		CPE-0
2	0.10	0.40	0.05		Au
3	pH = 10.0				CPE-0
4	pH = 10.0				Au
5	0.10	0.40	0.05	0.10	CPE-0
6	0.10	0.40	0.05	0.10	Au
7	0.10	0.40	0.00		CPE-0
8	0.10	0.40	0.01		CPE-0
9	0.10	0.40	0.03		CPE-0
10	0.10	0.40	0.00		Au
11	0.10	0.40	0.01		Au
12	0.10	0.40	0.03		Au
13		0.40	0.05		CPE-0
14	0.05	0.40	0.05		CPE-0
15	0.20	0.40	0.05		CPE-0
16	0.40	0.40	0.05		CPE-0
17		0.40	0.05		Au
18	0.05	0.40	0.05		Au
19	0.20	0.40	0.05		Au
20	0.40	0.40	0.05		Au
21				0.10	CPE-0
22				0.10	Au

Pruebas de Lixiviación

Las pruebas de lixiviación sobre escorias se realizaron tanto en el sistema cianuro como en el TACu, el arreglo implementado para estas lo constituyo un reactor bafleado de 800 mL de volumen, la agitación fue provista a través de un cabezal Caframo, al que se adoso una flecha-propela del tipo turbina de 5 cm de diámetro, fijándose la velocidad de agitación de prueba en 400 min^{-1}.

Para cada prueba, primeramente, se preparó la disolución lixiviante a usar, para ello se dispusieron 700 mL de agua destilada en un vaso de un litro, se pesó la masa de tiosulfato de prueba y se integró al agua, enseguida se tomaron los mililitros de hidróxido de amonía e igualmente se adicionaron a la disolución de tiosulfato, finalmente se pesó el sulfato de cobre, se dejó en agitación hasta su disolución total, se aforo en matraz volumétrico a 1000 mL y se agito para su homogeneización. De esta última disolución se tomaron 800 mL, se transfirieron al reactor bafleado, enseguida se pesaron 40 gramos de muestra de escorias, se agregaron al reactor, arrancándose la agitación y el reloj. La Figura 4, muestra el arreglo de pruebas implementado.

El seguimiento de prueba; recuperación de valores contra tiempo, se hizo tomando muestras de la solución de prueba cada 5 minutos durante la primera media hora, después se tomaron 2 muestras cada quince minutos, para finalizar se tomaron 2 muestras cada media hora, hasta completar un total de dos horas de prueba. Para cada toma de muestra se detuvo la agitación, se dejaron decantar los sólidos de escoria por cinco minutos, se tomaron cinco mililitros, los que enseguida se centrifugaron a 3000 min^{-1}. La solución centrifugada se transfirió en su totalidad a un vial de 20 mL, de la que, para efectos de llevar a cabo el análisis químico de plata en solución, se tomó un mililitro y se diluyo en un vial con 9 mililitros de agua destilada, el análisis de oro se hizo en la muestra sin diluir.

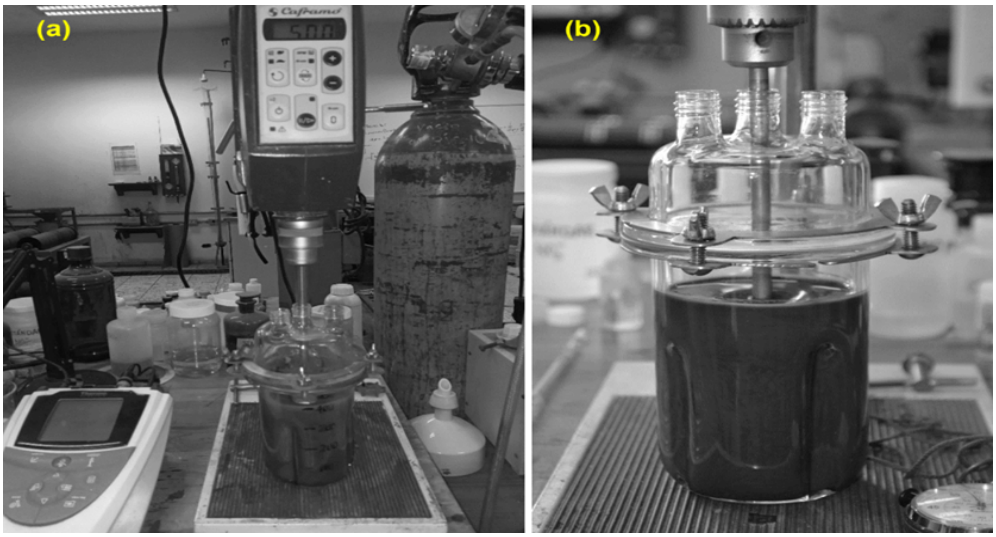


Figura 4. Sistema para pruebas de cinética de lixiviación: a) reactor bafleado de 400 mL, cabezal, y flecha-propela, y (b) detalles del reactor bafleado.

Al terminó de cada prueba, las soluciones de muestra fueron analizadas vía absorción atómica en un Equipo Perkin-Elmer, AAnalyst 200. Primeramente, se determinó oro sobre muestras concentradas de prueba, para esto se colocó la lámpara de oro, se dejó calentar por un tiempo de 15 minutos, enseguida se leyeron y registraron las absorbancias de estándares (1-5, 7.5, 10, 15 y 20 mg Au/Ton) y finalmente se procedió a la lectura de absorbancia en muestras de prueba. Las concentraciones de oro en muestras problema se obtuvieron a partir de la curva de calibración de estándares, las determinaciones de plata fueron realizadas siguiendo el mismo procedimiento, con excepción de que los analitos leídos fueron los diluidos.

Resultados y Discusión

Caracterización Física

El material de estudio lo constituyo una porción de aproximadamente un kilogramo de escorias de fundición molidas en seco a un tamaño de P_{80} = 138 micras, resultantes estas de la fusión de precipitados de metales preciosos de las operaciones de una unidad minero-metalúrgica del norte del país. La Figura 5 muestra la distribución de tamaño de partícula de una porción de las escorias molidas.

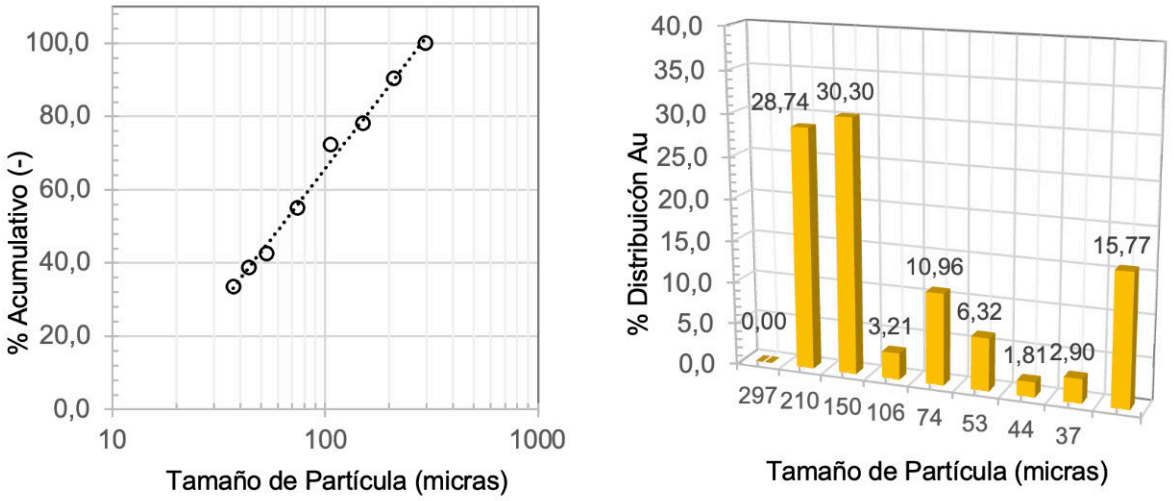


Figura 5. (a) Distribución de tamaño de partícula de escorias molidas, P80 = 150 µm, y (b) Distribución % Au en cada fracción de tamaño.

Caracterización Química y Microscópica

La Tabla 3 resume el análisis químico de una porción representativa de estas escorias, este es el promedio de dos determinaciones.

Tabla 4. Análisis químico de las escorias de fundición de precipitados de Au-Ag.

Descripción Muestra	Ensaye (g/Ton)	
	Au	Ag
Escorias Fundición “La Herradura”	167.84	436.99

El aspecto global a bajas magnificaciones revela que la muestra se encuentra constituida mayormente de partículas de silicatos de zinc. La Figura 6, muestra la caracterización por MEB, en donde observa una vista general de la muestra con partículas de silicato de Zn en tamaños semi-homogéneos, con partículas que van desde los 112.5 µm a 12.5 µm.

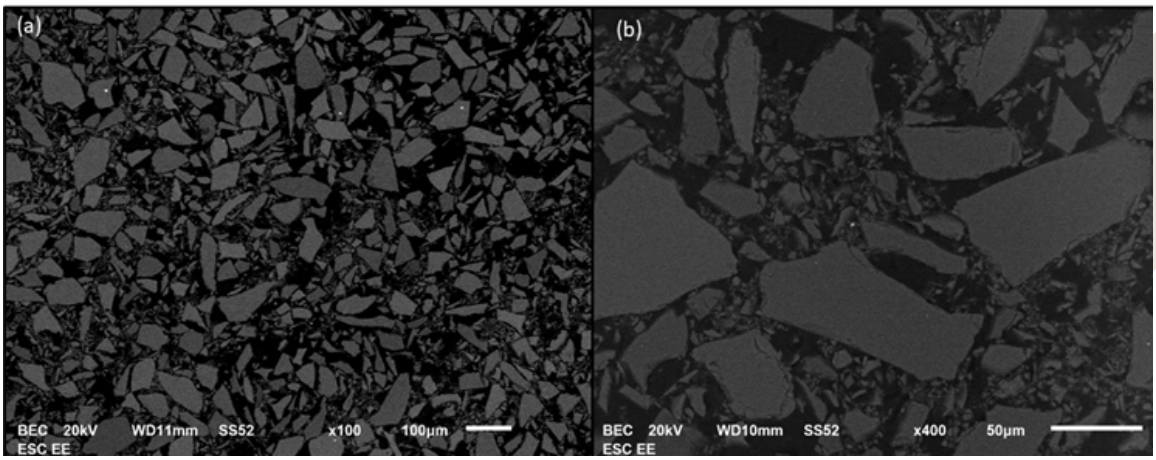


Figura 6. MEB de las escorias, (a) ampliación de 100X y (b) ampliación de 400X.

El oro y la plata siempre se presentan juntos como aleación, y algunas veces con cobre, y muy ocasionalmente se observa plata con plomo en forma metálica también. Las especies y proporciones aproximadas corresponden a las siguientes:

Mayoritarias		Minoritarias	
Au-Ag	75 %	Pb-Ag	2 %
Ag-Au-Cu	22 %	Pb-Ag-Cu-Se-S	1 %

Las características texturales de estas especies tipo aleación se pueden resumir según lo siguiente, en general, todas las partículas de estas especies presentan formas esféricas o redondeadas, del tipo que origina una fusión y solidificación. La mayor parte de estas se asocian a partículas de silicatos de zinc, principalmente como inclusiones seguido de uniones simples en los bordes de las partículas de silicatos de zinc. Los tamaños mayores corresponden a la aleación Au-Ag que alcanzan hasta 20 µm, seguido de la aleación Au-Ag-Cu; y en ambas aleaciones, las proporciones de los elementos Au y Ag varían ampliamente, mientras que el Cu permanece como elemento minoritario.

La aleación Pb-Ag, resulta minoritaria con respecto a las mencionadas anteriormente, en donde el Pb es el elemento dominante en esta aleación. Los sulfoseleniuros con plata son ocasionales, la Tabla 5 resume las características texturales de escorias.

Asociación	Tipo de Unión	Proporción %	Tamaño (µm)	
			Promedio	Variación
Características texturales de la aleación **Au-Ag** (75%)				
Au-Ag	Libre	30	12	10-20
Au-Ag con Silicato de zinc	Inclusiones en bordes	45 25	5 8	2-8 3-12
Características texturales de la aleación **Au-Ag-Cu** (22%)				
Au-Ag-Cu	Libre	20	8	6-10
Au-Ag-Cu con Silicato de zinc	Inclusiones en bordes	50 30	2 6	<1-5 3-8
Características texturales de la aleación **Pb-Ag** (2%)				
Pb-Ag con Silicato de zinc	Inclusiones En bordes	90 10	1 1	< 1-2 <1-2
Características texturales de sulfoseleniuros **Pb-Ag-Cu-Se-S** (1%)				
Pb-Ag-Cu-Se-S	Inclusiones	100	<1	<1

Tabla 5. Características texturales de las partículas de Oro y/o Plata [18].

Caracterización Electroquímica

Para la elaboración de los electrodos de trabajo escorias-pasta de grafito, se concentró gravimétricamente una porción de muestra de escorias, el concentrado de esta prueba alcanzó un análisis de 3046 g Au/Ton y 7356.2 g Ag/Ton. La Figura 7 ilustra los voltamogramas usando los electrodos de trabajo CPE-0 y Au° [19].

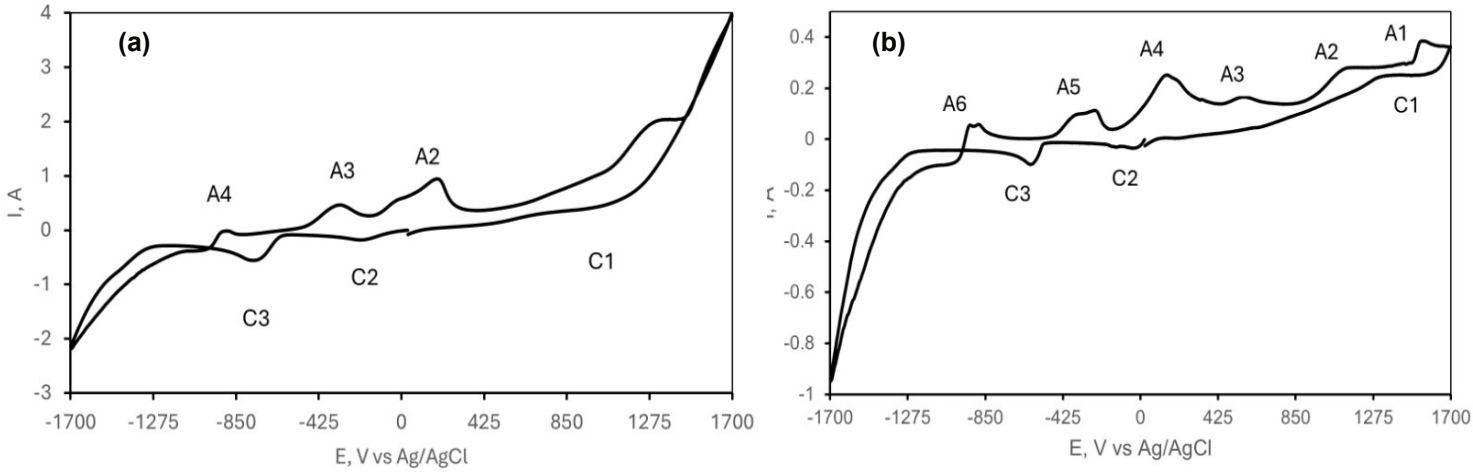


Figura 7. (a) Voltamperometría cíclica del CPE-0 en el sistema de tiosulfato-amonio-cobre, y (b) voltamperometría del electrodo de oro en el sistema de tiosulfato-amonio-cobre [19].

Acorde al diagrama anterior, se denota que los procesos correspondientes al oro ocurren en los picos A2 y A3. Ambos son oxidaciones, el pico A2 denota la formación del complejo entre el oro y el tiosulfato, el pico A3 indica la formación del precipitado hidróxido de oro, con ello se determina que los procesos correspondientes asociados a estos picos son los siguientes:

$$Au^{\circ} + 2S_2O_3^{2-} \rightarrow Au(S_2O_3)_2^{3-} + e^- \qquad (580\ mV)$$

$$Au(S_2O_3)_2^{3-} + 3OH^- \rightarrow Au(OH)_3 + 2(S_2O_3)^{2-} + 2e^- \qquad (1130\ mV)$$

Finalmente, se realizó el análisis del sistema variando las concentraciones de cobre y de tiosulfato en el sistema para determinar el efecto generado en las especies presentes durante el proceso. Primeramente, se presenta la variación del tiosulfato, considerando el uso concentraciones de 0, 0.1, 0.2 y 0.4 M, ver Figura 8(a), y en la Figura 8(b) los voltamogramas variando la concentración de Cu (II) 0.0, 0.01, 0.03 y 0.05 M.

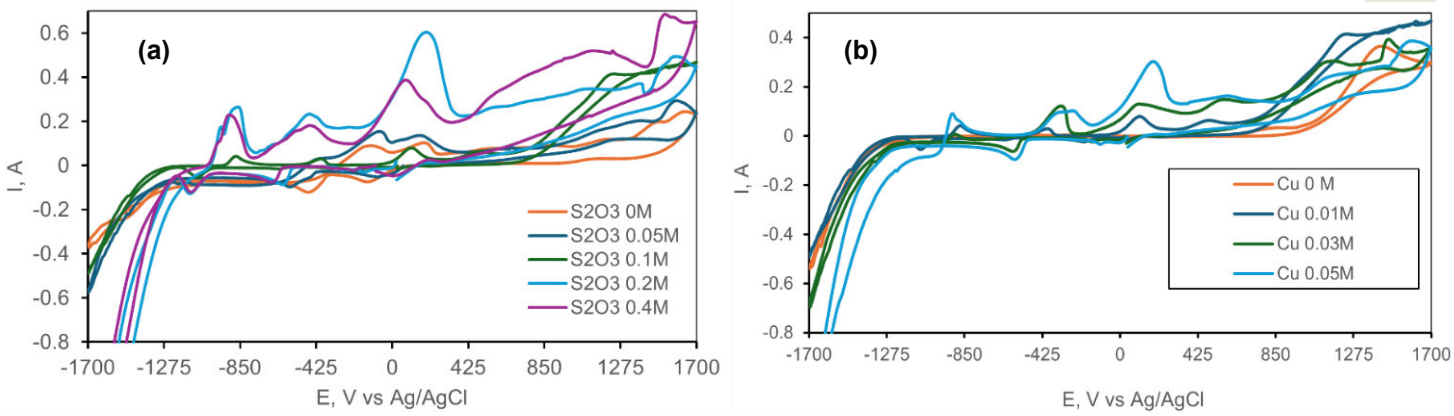


Figura 8. (a) Voltamperometrías del sistema de tiosulfato empleando el electrodo de oro y variando la concentración de tiosulfato, y (b) Voltamperometrías resultantes del sistema tiosulfato-cobre-amonio empleando el electrodo de oro y variando la concentración de cobre en la solución.

Al analizar las voltamperometrías resultantes, es notable la manera en que, a concentraciones bajas de tiosulfato, no se percibe la elevación del pico correspondiente a la oxidación del oro y la formación del complejo con el tiosulfato, esto debido a que la presencia de este es muy baja. Por otro lado, el poco tiosulfato que queda reacciona con el cobre aumentando la corriente. Por otro lado, a concentración de 0.10 M, el pico de formación de complejos es observable, con lo cual, se considera como el punto más adecuado para efectuar el proceso de lixiviación. Al aumentar excesivamente la concentración de tiosulfato, este observa una rápida descomposición, formando tetrationatos, por lo que, al momento de efectuar las pruebas, se presenta una gran cantidad de precipitados, consecuencia de que no se logran formar compuestos solubles. La descomposición y formación de complejos generan un incremento considerable en la corriente, por lo que la concentración con mejor comportamiento es la de 0.10 M de tiosulfato de sodio.

Lixiviación Escorias en el sistema Tiosulfato-Amonía-Cu (II)

Los primeros resultados de prueba mostrados son de la lixiviación de escorias en el sistema cianuro, el cual se considera como el sistema referente, caracterizado este por velocidades de disolución moderadas del orden de 3.25 mg/cm^2/h (equivalentes a una penetración de 1.68 micrones/h), así como en el sistema TACu, el que, como se mencionó puede alcanzar velocidades 18 a 20 veces mayores a esta [20].

La lixiviación con el sistema TACu muestra recuperaciones de oro y plata con una mayor velocidad respecto al sistema referente NaCN. Los resultados de recuperación de oro y plata contra tiempo en estos dos sistemas son resumidos en Figura 9.

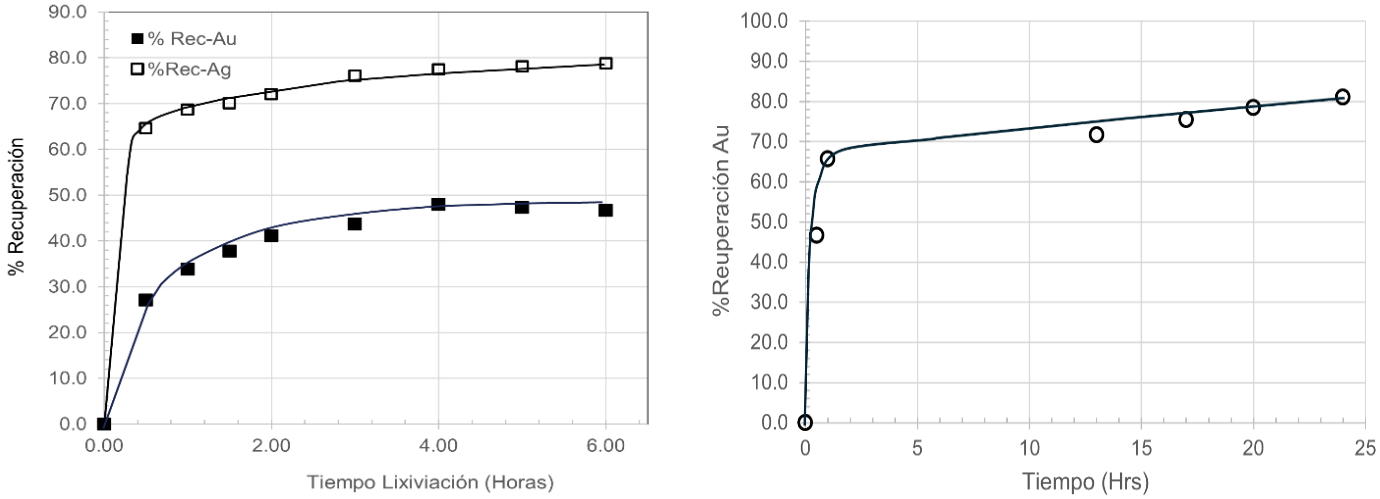


Figura 9. (a) Resultados de la lixiviación de escorias empleando el sistema de tiosulfato (0.10 M, 0.40 M y 0.005 M Cu2+), y (b) Resultados de la prueba de cianuración de escorias (0.060 M NaCN y pH=11) [19].

Conclusiones

El sistema de lixiviación con tiosulfato-amoníaco-cobre (TACu) se presenta como una alternativa ambientalmente más segura frente a la cianuración convencional para la recuperación de metales preciosos en escorias de fundición de doré. Estas escorias contienen valores significativos de oro y plata, lo que justifica su tratamiento para evitar pérdidas metalúrgicas relevantes. Si bien las recuperaciones alcanzadas mediante este sistema son prometedoras para la plata (80%), los resultados para el oro son más modestos (solo 55%), lo que evidencia la necesidad de optimizar el proceso o incorporar agentes complementarios que mejoren su eficiencia.

Desde un enfoque analítico, la voltamperometría cíclica muestra ser una herramienta útil para caracterizar electroquímicamente el sistema TACu, permitiendo identificar especies redox relevantes y establecer condiciones operativas adecuadas. Se comprobó que la interacción entre los componentes del sistema - tiosulfato como agente complejante, sulfato de cobre como catalizador y amoníaco como estabilizador y regulador de pH, es esencial para facilitar la oxidación y disolución del oro. Las condiciones más adecuadas para el tratamiento de estas escorias quedaron definidas por: 0.1 M de tiosulfato, 0.03 M de sulfato de cobre y 0.4 M de hidróxido de amonio.

Sobresale que, durante la caracterización electroquímica, que solo el CPE-Plata es el único que permite visualizar diferentes procesos, estos son la oxidación de plata con tiosulfato y la reducción de la plata. No se percibe la plata en el CPE-Escoria, esto reforzando que la plata se encuentra en estado de oxidación o formando intermetálicos dentro de la escoria.

Agradecimientos

Los autores expresan su sincero agradecimiento a los ingenieros Mario Villagómez Quezada y Manuel Rodríguez Montes por el valioso apoyo y las facilidades brindadas para la realización de este estudio. Asimismo, se agradece a los doctores Adrián Almicare González Ibarra y Antonio Peralta por su disposición y por permitir el uso de sus instalaciones para la caracterización electroquímica.

De igual forma, se reconoce a la Universidad de Guanajuato por el respaldo institucional, el uso de sus laboratorios y la beca otorgada, los cuales fueron fundamentales para el desarrollo de este proyecto. Finalmente, este

trabajo se dedica con profundo respeto y gratitud a la memoria del Dr. Alejandro Alatorre Ordaz, cuya generosidad, guía académica y amistad dejaron una huella perdurable. Que En Paz Descanse.

Bibliografía

1. Mabbott, G.A.,An introduction to cyclic voltammetry.Journal of Chemical Education, 1983.60(9), pág.: 697.
2. Elgrishi, N., et al.,A Practical Beginner's Guide to Cyclic Voltammetry.Journal of Chemical Education, 2017.Volumen 95, pág.: pág.: 197-206.
3. García, I.F.VI Congreso Cubano de Minería Tecnologías para el Procesamiento y Explotación de Minerales Metálicos y No Metálicos. inFUNDICIÓN DE PRECIPITADOS DEL PROCESO MERRIL CROWE. 2015. La Habana, Cuba: Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM).
4. Gupta, C.G. and T.K. Mukherjee,Hydrometallurgy in Extraction Processes, ed. C. Press. Vol. Volume II. 2000, Boca Ratón, Florida. 280.
5. Habashi, F.,The theory of cyanidation. Transactions Society of Mining Engineers, 1966(September), pág.: 236-239.
6. Bas, A.D., E. Ghali, and Y. Choi,A review on electrochemical dissolution and passivation of gold during cyanidation in presence of sulphides and oxides.Hydrometallurgy, 2017.Volumen 172, pág.: Pág.:30-44.
7. Habashi, F.,Kinetics and Mechanism of Gold and Silver Dissolution in Cyanide Solutions. 1967, Departament pf Metallurgy, Montana College of Mineral Science and Technology: Butte, Montana. pág.: 42.
8. Crundwell, F.K.,The dissolution and leaching of minerals Mechanisms, myths and misunderstandings.Hydrometallurgy, 2013(139), pág.: pág.: 132-148.
9. Alymore, M.G. and D.M. Muir,Thiosulfate Leaching of Gold-A Review.Minerals Engineering, 2001.Volume 14(2), pág.: pág.: 135-174.
10. Wan, R.Y.Proceedings of the World Gold '97. inImportance of solution chemistry for thiosulfate leachlng of gold. 1997. Singapore: SME.
11. Alymore, M.G.,Thiosulfate as an Alternative Lixiviant to Cyanide for Gold Ores, inGold Ore Processing, M.D. Adams, Editor. 2016, Elsevier. pág. pág.: 485-523.
12. Senanayake, G. and X.M. Zhang,Gold leaching by copper(II) in ammoniacal thiosulphate, solutions in the presence of additives II. Effect of residual Cu(II), pH and redox potentials on reactivity of colloidal gold.Hydrometallurgy, 2011, pág.: pág. : 1-30.
13. Senanayake, G.,Gold leaching by thiosulphate solutions: a critical review on copper(II)–thiosulphate–oxygen interactions.Minerals Engineering, 2005.Volume 18(10), pág.: pág.: 995-1009.
14. Nava, J.L. and I. González,Los electrodos de pasta de carbono en el estudio electroquímico de minerales metálicos.Química Nova, 2005.28(5), pág.: 901-909.
15. Nava, J. and I. González,Las técnicas electroquímicas y los electrodos de pasta de carbono en el estudio de los mecanismos de disolución de minerales metálicos.Boletín de Sociedad Química México, 2007.1(1), pág.: 2-18.
16. Wang, J.,Analytical Electrochemistry.3a Edición ed. 2006, New Jersey: Wiley & Sons.
17. González, A.I., F.A. Nava, and A.S. Uribe, Electrochemical study of silver telluride (Ag2Te): anodic and cathodic potential dependent-reactions in alkaline cyanide solutions.2019: Ramos Arizpe, Coahuila.
18. Aragón, A.P.,ESTUDIO DE CARACTERIZACIÓN DE ESPECIES DE ORO Y PLATA EN MUESTRA DE ESCORIA. 2022, Instituto de Metalurgia: San Luis Potosí. pág.: pág.: 1-19.
19. Zuñiga-Arvizu, J.J.,Caracterización Electroquímica de Escorias con Contenidos de Au-Ag en un Sistema de Lixiviación de Tiosulfato, Mediante la Técnica de Voltamperometría Cíclica con Electrodos de Pasta de Grafito, inDepartamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología. 2024, Universidad de Guanajuato: Guanajuato. pág.: pág.: 1-69.
20. Banisi, S. and A.R. Laplante,El comportamiento del oro en el circuito de molienda de Hemlo Gold Mines Ltd.2016, FLDSmith.

COMPARACIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE JALES ANTIGUOS DE FLOTACIÓN UTILIZANDO CIANURO DE SODIO Y TIOSULFATO DE SODIO COMO AGENTES LIXIVIANTES

Estefanía Méndez - Limón,
Juan Antonio González - Anaya,
Omero Alonso - González,
Simón Bello - Teodoro,
Martha Araceli Elizondo - Álvarez.

Universidad Autónoma de Zacatecas. Campus UAZ-Quantum, Circuito Marie Curie No.1000, Ciudad administrativa, C.P. 98160. Zacatecas, Zacatecas, México.
mm.mendez.34153591@uaz.edu.mx.

RESUMEN

En el presente estudio, se presentan los resultados obtenidos de lixiviar jales antiguos, 56 g/ton de plata y 0.22 g/ton de oro, del proceso de flotación empleando cianuro de sodio y tiosulfato de sodio como agentes lixiviantes. El punto inicial del trabajo de investigación es realizar la correcta toma de muestra que represente el depósito de los jales mineros. En este caso, se toma como base un área específica del depósito total de jales, el cual contiene, aproximadamente, dos millones de toneladas métricas, producto de actividades mineras históricas en la región. Para obtener la muestra que refleje de manera precisa las características del lote completo, se emplea el método de canaleo, seguida de su reducción mediante el método de manteo y cuarteo (B AASHTO T 248), hasta obtener submuestras de la cantidad deseada.

Posteriormente, se realiza la distribución de tamaño de partícula de los jales mediante análisis de mallas en húmedo, obteniendo D80 = 90 µm, por otro lado, la técnica de difracción láser presenta un D80 = 80 µm (Malla #200). Además, se aplican los modelos de Rosin-Rammler y Gates-Gaudin-Schuhmann, con el fin de modelar la distribución de tamaño de partícula.

La lixiviación empleando cianuro de sodio alcanza una recuperación del 72% de plata a un tiempo de 24 horas, mientras que, utilizando tiosulfato de sodio se obtiene el 63% de la plata en el mismo periodo de tiempo. Es posible que el resto del contenido de la plata se encuentre ocluido en alguna especie mineral o se encuentre como una especie sulfurosa.

ABSTRACT

This study presents the results obtained from leaching old tailings, 56 g/ton of silver and 0.22 g/ton of gold, from the flotation process using sodium cyanide and sodium thiosulfate as leaching agents.

The starting point for the research work is to take a representative sample of the mining tailings deposit. In this case, a specific area of the total tailings deposit is taken as a basis, which contains approximately two million metric tons, the result of historical mining activities in the region. To obtain a sample that accurately reflects the characteristics of the entire batch, the channeling method is used, followed by reduction using the sieving and quartering method (B AASHTO T 248), until sub-samples of the desired quantity are obtained.

Subsequently, the particle size distribution of the tailings is determined by wet sieve analysis, obtaining D80 = 90 µm , while the laser diffraction technique gives a D80 = 80 µm (Sieve #200). In addition, the Rosin-Rammler and Gates-Gaudin-Schuhmann models are applied to model the particle size distribution.

Leaching using sodium cyanide achieves a 72% recovery of silver in 24 hours, while using sodium thiosulfate yields 63% of the silver in the same period of time. It is possible that the rest of the silver content is occluded in some mineral species or is present as a sulfide species.

1. INTRODUCCIÓN

El estado de Zacatecas, México, ha ocupado históricamente una posición destacada en la producción de plata, consolidándose como uno de los principales centros mineros

a nivel mundial (SGM, 2024). Esta intensa actividad extractiva, desarrollada de manera continua durante más de un siglo, ha implicado la aplicación de procesos metalúrgicos como la flotación, los cuales generan grandes volúmenes de jales con valores de plata considerables.

Tradicionalmente, la recuperación de plata se ha realizado mediante cianuración, debido a su simplicidad operativa, elevada selectividad y eficiencia metalúrgica (House & Marsden, 2006). No obstante, el cianuro es un compuesto altamente tóxico y su uso presenta riesgos ambientales significativos. En respuesta a estas limitaciones, se han realizado estudios con el tiosulfato de sodio, agente lixiviante que ofrece un menor impacto ambiental y ha mostrado resultados promisorios en la disolución plata (Alvarado Macias, Fuentes Aceituno, & Nava Alonso, 2015).

El objetivo de este trabajo es comparar el potencial del tiosulfato de sodio como agente lixiviante alternativo frente al cianuro en la recuperación de plata.

2. MARCO TEÓRICO

2.1 Muestreo

La muestra tipo canaleta se define como un muestreo tabular que se utiliza para obtener una muestra continua y uniforme en una longitud dada. La información tiene un valor similar a un sondaje. La posición y la longitud de la canaleta dependen de la extensión y orientación de la característica a muestrear, permaneciendo constante su ancho y profundidad (Lambert B, 2006)

2.2 Distribución granulométrica

2.2.1 Modelo Rosin - Rammler (RR)

La práctica industrial ha demostrado que, en el trabajo con suspensiones minerales, es conveniente disponer de algún modelo capaz de describir la distribución granulométrica de las partículas de la fase sólida que las constituyen (Pérez García, Cardero Llópiz , & Garcel Puyáns, 2009).

La expresión correspondiente a este modelo es:

$$\%F(d) = \{1 - exp[-(\frac{d}{d'})^m]\}*100$$

Donde:
F(d) = % Acumulativo que pasa.
d = diámetro o tamaño de partícula
d´= módulo de tamaño (parámetro ajustable con unidades de longitud).
m = módulo de distribución (parámetro ajustable, adimensional)

Este modelo permite representar gráficamente la distribución de tamaños de partículas de los jales mineros suavizando los datos proporcionados por el tamizado en húmedo.

2.2.2 Modelo Gates – Gaudin - Schuhmann (GGS)

Otro modelo popular para determinar la distribución del tamaño de las partículas es el modelo GGS , que utilizado en la industria desde 1940 y se define de dos maneras como (2 y 3):

$$F(d) = \left[\frac{d}{d_{max}}\right]^m \quad (2)$$

F(d) = Fracción de la muestra, más fino que el tamaño d
d = Diámetro de partícula (mm)
dmax = Máximo diámetro de la distribución de tamaño
m = pendiente – módulo de distribución

$$x = A\left[d_{avg}\right]^b \quad (3)$$

x = Fracción de masa retenida
davg = Diámetro promedio
b = Pendiente – módulo de distribución
A = Módulo de tamaño

El primer modelo GGS describe el comportamiento del tamaño de partículas en general (Vítěz & Travníček, 2011), mientras que el segundo se enfoca en predecir el comportamiento de las partículas finas menores a 37 micrómetros, cuyo comportamiento no se conoce (Khanam, 2016).

2.3 Cianuración

El proceso de lixiviación empleando cianuro en medio alcalino como agente lixiviante, se ha constituido como la práctica universal para la extracción de los metales pre-

ciosos, desde que J.S. MacArthur y los hermanos R. y W. Forrest, patentaron la técnica en el año de 1889. La cianuración es un proceso hidrometalúrgico basado en la utilización de soluciones de cianuros alcalinos como medio químico para lixiviar el oro y la plata contenidos en menas auríferas/argentíferas (Huapaya Chumpitaz, Espejo Rodriguez, & Gonzales Andia, 2023). En su forma más simple, la reacción para disolución de plata metálica en una solución diluida de cianuro es (House & Marsden, 2006):

$$Ag + 2CN^- \leftrightarrow Ag(CN)_2^- + e^- \quad (4)$$

Para explicar la disolución de plata en la disolución cianurada existen varias teorías, pudiéndose escribir la reacción global como:

$$4Ag + 8NaCN + O_2 + 2H_2O \leftrightarrow 4NaAg(CN)_2^- + 4NaOH \quad (5)$$

El proceso de disolución de la plata en cianuro implica reacciones heterogéneas sólido-líquido, siendo la secuencia de estas reacciones (Huapaya Chumpitaz, Espejo Rodriguez, & Gonzales Andia, 2023):

- Absorción de oxígeno en la disolución.
- Transpone de oxígeno y cianuro hasta la interfase sólido-liquido.
- Adsorción de oxígeno y cianuro en la superficie del sólido.
- Reacción electroquímica.
- Desorción de los complejos cianurados solubles de plata y otros productos de reacción de la superficie sólida.
- Transporte de los productos liberados hasta el seno de la disolución

2.4 Tiosulfato de sodio

Los sistemas de tiosulfato han demostrado ser capaces de disolver el oro y la plata efectivamente, sin embargo, se requiere de sistemas complejos que incluyen un oxidante y un estabilizador efectivo para dichos oxidantes (House & Marsden , 2006). La lixiviación con tiosulfato de metales preciosos se ha desarrollado como una técnica alternativa y no tóxica a la cianuración convencional. Este proceso presenta ventajas sobre el cianuro, ya que reduce la interferencia de cationes extraños y tiene un menor impacto medioambiental (Abbruzzese , Fomari, Massidda, Veglió, & Ubaldini , 1995).

La plata forma un complejo estable con el tiosulfato de la siguiente manera (Smith & Martell, 1976):

$$Ag^+ + 2S_2O_3^{2-} \leftrightarrow Ag(S_2O_3)_2^{3-} \quad (6)$$

3. METODOLOGÍA

3.1 Delimitación del lote y reducción de muestras

En el estudio de jales antiguos se realiza la toma de muestras representativas tomadas del lote inicial. Estas muestras son esenciales para evaluar el potencial de aprovechamiento de los jales en base a los cálculos de la cantidad de los minerales que aún se encuentran presentes.

La muestra tipo canaleta la posición y la longitud de la canaleta dependen de la extensión y orientación de la característica a muestrear, permaneciendo constante su ancho y profundidad (Figura 1) (Lambert B, 2006). Para la reducción de muestras se utiliza el estándar AASHTO T 248 método B (AASHTO, 2021)

Figura 1 Muestreo de jales por canaleo

3.2 Análisis granulométrico: Tamizado en Húmedo

El tamizado húmedo ASTM D1140-17 (Figura 2) es un proceso de separación que

permite separar y clasificar partículas según su tamaño.(ASTM, 2017). Para las fracciones más finas (menores a la malla #325) y suavidad de gráficos , es necesario aplicar modelos matemáticos que describan con precisión la distribución granulométrica.

Figura 2 Tamizado en húmedo

3.3 Lixiviación con Cianuro de Sodio

Para realizar la lixiviación con cianuro de sodio durante 96 horas, se llevó a cabo un procedimiento experimental que incluyó la preparación adecuada de las muestras, la formulación de la solución lixiviante y la ejecución del proceso bajo condiciones controladas. Las muestras utilizadas fueron de 200 gramos, previamente homogenizadas y con granulometría definida.

La solución lixiviante se prepara con una concentración de cianuro al 10% y un pH mayor a 11, asegurando la estabilidad química a lo largo del experimento. El proceso de lixiviación se lleva a cabo en un frasco de vidrio con 600 ml de agua, utilizando un sistema de rodillos para mantener una agitación constante (Figura 3). Se realizaron tomas de muestras periódicas de 30 ml cada 24 horas con el propósito de analizar la disolución de plata.

Figura 3 Lixviación dinámica en rodillos 0.06M NaCN

3.4 Lixiviación con Tiosulfato de Sodio

La lixiviación con tiosulfato se lleva a cabo bajo condiciones físicas similares a las empleadas en las pruebas con cianuro de sodio, diferenciándose principalmente en el tiempo de lixiviación, el cual se extendió de 0 a 24 horas.

Se lleva a cabo una lixiviación dinámica en parrillas, iniciando con la preparación de la solución sintética, en la cual se incorpora tiosulfato de sodio, un catalizador y un estabilizador (Figura 4). Posteriormente, se adiciona 100 g de jales y 300 mL de la solución sintética, con el fin de mantener el mismo porcentaje de sólidos que en el proceso de cianuración (Figura 5). La lixiviación se desarrolla con muestreos realizados a las 1.5, 3, 6, 9 y 24 h.

Figura 4 Solución sintética con Tiosulfato de Sodio

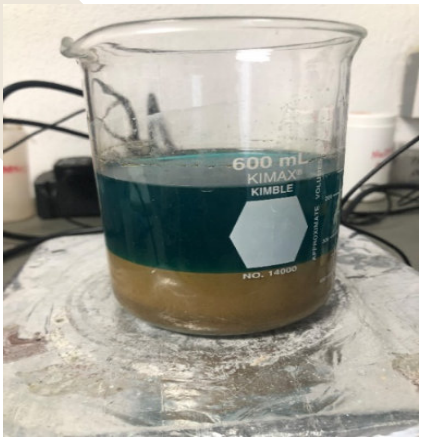


Figura 5 Sistema de lixiviación con Tiosulfato de Sodio

4. RESULTADOS

4.1 Caracterización física: Análisis granulométrico

La Figura 6 presenta la distribución granulométrica correspondiente al tamizado en húmedo. Este gragico revela dos aspectos críticos en los resultados obtenidos:

- **Datos dispersos y falta de suavidad:** La distribución de partículas presenta irregularidades, lo que genera incertidumbre en la determinación de parámetros clave como el D80.
- Comportamiento desconocido en el 45.7% de la muestra: tamaños menores a la malla 325 (inferiores a 38 µm), no muestran una distribución granulométrica clara debido a la variabilidad en tamaños dentro de esta fracción.

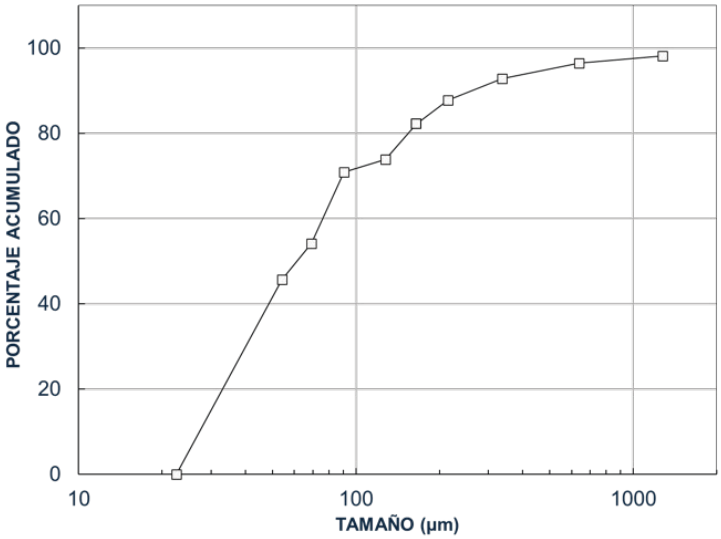


Figura 6 Distribución granulométrica experimental

Es por ello que para abordar estas limitaciones, se implementan los modelos matemáticos Rosin- Rammler y Gates Gaudin Schuhmann. El primer modelo matemático permitió determinar un D80 de 118 µm (Aprox. Malla #200). En el Figura 7 se presenta la comparación entre la distribución inicial del tamaño de partículas y la obtenida al aplicar los dos modelos matemáticos.

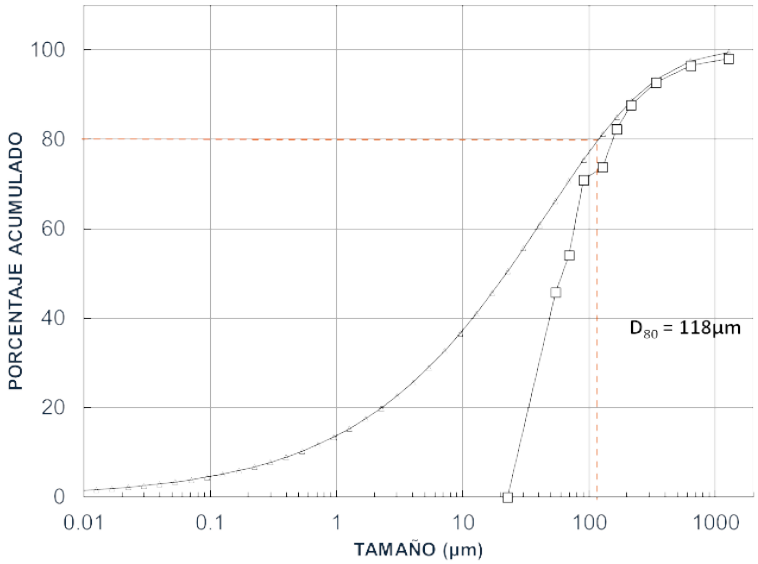


Figura 7 Comparación entre gráfico original experimental y con modelos RR-GGS

4.2 Lixiviación con Cianuro de Sodio

En la Figura 8 se presenta el porcentaje de recuperación de plata obtenido mediante el proceso de cianuración convencional. Los resultados muestran que, a las 24 horas de lixiviación, se alcanzó una recuperación del 72 %. Se observa que entre las 24 y 96 horas de operación, no se observa un incremento significativo en la recuperación, alcanzándose un valor máximo del 78 %.

Este comportamiento sugiere que, transcurrida la etapa inicial de disolución, la plata remanente se encuentra en una fase de difícil acceso para el reactivo, posiblemente ocluida en la matriz insoluble de cuarzo o asociada a minerales refractarios. Dichas condiciones limitan la interacción del cianuro con el metal, reduciendo la eficiencia del proceso en las etapas finales de lixiviación.

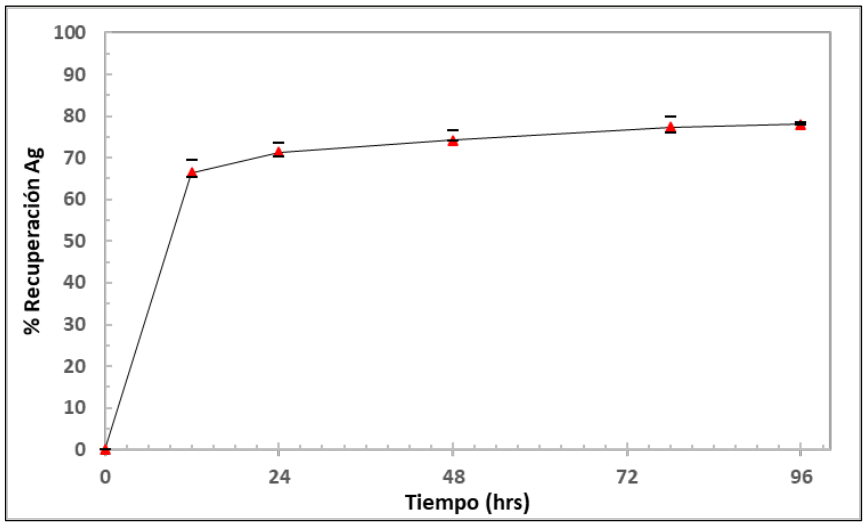


Figura 8 Recuperación de Ag con 0.06M de NaCN a 96 hrs.

4.3 Lixiviación con Tiosulfato de Sodio

Tras la implementación del sistema de lixiviación con tiosulfato de sodio, se alcanzó una recuperación de plata del 63 % al cabo de 24 horas de operación (Figura 9). Este valor, si bien es ligeramente inferior al obtenido mediante cianuración bajo condiciones similares, representa un resultado prometedor debido a la cercanía en los porcentajes de extracción y a las ventajas ambientales que ofrece el tiosulfato como agente lixiviante.

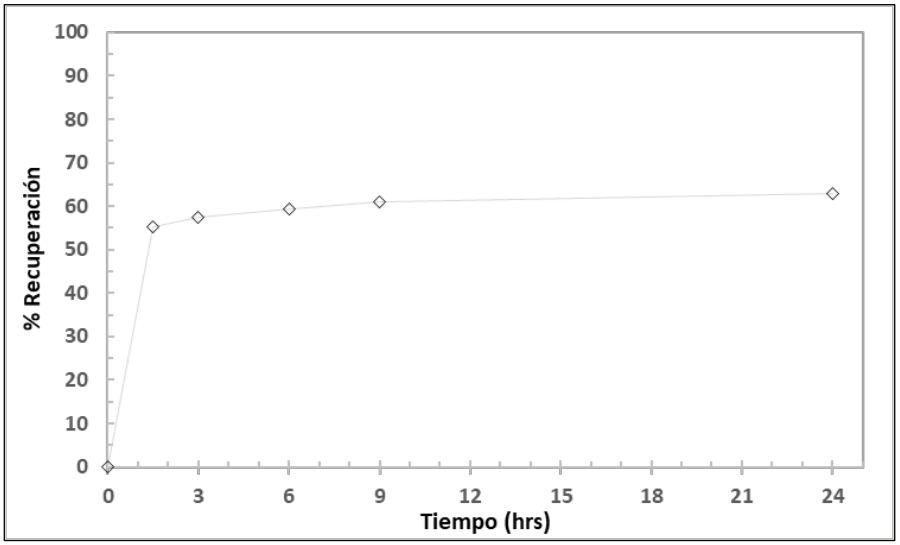


Figura 9 Recuperación de Ag con 0.1M de Tiosulfato de sodio

CONCLUSIONES

En el proceso de recuperación de plata, los resultados experimentales confirman que, bajo las condiciones evaluadas, se logró recuperar 40 gramos de plata por tonelada de jales tratados, de un total estimado de 56 g/t, lo que representa una eficiencia cercana al 72% en las primeras 24 horas de lixiviación. El hecho de que no se alcance una recuperación completa podría deberse a que una fracción de la plata se encuentra ocluida en la matriz de cuarzo o asociada a fases minerales de baja reactividad, lo que limita la accesibilidad del reactivo.

Por otra parte, la lixiviación con tiosulfato de sodio alcanzó una recuperación del 63 % en las primeras 24 horas, lo que lo posiciona como un agente lixiviante técnicamente competitivo frente al NaCN. Su principal ventaja radica en su baja toxicidad, lo que reduce de manera significativa el riesgo ambiental asociado al proceso. Adicionalmente, su buen desempeño en materiales de baja ley lo convierten en una alternativa prometedora para la lixiviación de este tipo de menas, debido a su bajo costo y por otra parte tiene ventaja en contextos donde las restricciones ambientales limitan el uso de cianuro.

AGRADECIMIENTOS

Estefanía Méndez Limón agradece al SECIHTI (México) la beca de posgrado recibida. Asimismo, se reconoce debidamente la colaboración del Ing. Alberto Sánchez Amaya en esta investigación.

REFERENCIAS

BIBLIOGRAPHY \l 2058AASHTO. (2021). Standard Method of Test for Reducing Samples of Aggregate to Testing Size. Washington, D.C.

Abbruzzese , C., Fomari, P., Massidda, R., Veglió, F., & Ubaldini , S. (1995). Thiosulphate leaching for gold hydrometallurgy.Hydrometallurgy 39, 265-276.

Alvarado Macias, G., Fuentes Aceituno, J., & Nava Alonso, F. (2015).Silver leaching with the thiosulfate - nitrite - sulfite - copper. Alternative system.Hydrometallurgy ELSEVIER, 120-128.

ASTM. (2017). ASTM D1140-17: Standard Test Methods for Determining the Amount of Material Finer than 75-μm (No. 200) Sieve in Soils by Washing. West Conshohocken, PA.

House, C., & Marsden , J. (2006).The Chemistry of Gold Extraction.Colorado,USA: SME.

Huapaya Chumpitaz, P., Espejo Rodriguez, C., & Gonzales Andia, P. (2023). Significativa Reducción del Consumo de Cianuro en la Lixiviación del oro permitió ahorros considerables en los costos operativos de Planta Procesos en Mina La Arena.INGEMMET.

Khanam, S. (2016).Fine grain size distribution. Obtenido de https://www.youtube.com/watch?v=XevH6EGY9Jg

Lambert B, Á. (2006). Manual de Muestreo para Exploración, Minería Subterránea y Rajo Abierto. Chile.

Pérez García, L., Cardero Llópiz , Y., & Garcel Puyáns, L. (2009). MODELO MATEMÁTICO PARA DESCRIBIR LA DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE LA FASE DISPERSA DE LAS SUSPENSIONES DE LATERITA.

SGM. (2024).Anuario Estadístico de la Minería Mexicana, 2023.

Smith, R., & Martell, A. (1976).Critical stability constants. IN: Inorganic Complex.New York: Plenum Press.

Vítěz, T., & Travníček, P. (2011). PARTICLE SIZE DISTRIBUTION OF A WASTE SAND FROM A WASTE WATER TREATMENT PLANT WITH USE OF ROSIN–RAMMLER AND GATES–GAUDIN– SCHUMANN MATHEMATICAL MODEL.UNIVERSITATIS AGRICULTURAE ET SILVICULTURAE MENDELIANAE BRUNENSIS.

REMOCIÓN DE COBRE EN UNA SOLUCIÓN CIANURADA PARA UNA OPERACIÓN DE LIXIVIACIÓN EN MONTONES: PROYECTO PECUS

Emilio Segovia Segovia

Correspondencia:
esegovia@minerafrisco.com.mx
Frisco Investigación y Desarrollo (FID)

RESUMEN

Un problema común en el procesamiento de minerales de cianuración de oro y plata es la presencia de cobre en la solución rica. Esto debido a la presencia de cobre lixiviable en forma de sulfuros y óxidos secundarios, lo que resulta en un alto consumo de cianuro de sodio, una precipitación deficiente y una fundición compleja. Este caso ocurrió en la Unidad Minera El Porvenir, propiedad de Minera Frisco. Por lo tanto, diseñamos un sistema de remoción de cobre y regeneración de cianuro llamado PECUS, que permitió reducir la concentración de cobre de 799 a 228 ppm, mejorando la eficiencia del proceso de precipitación de Merrill Crowe, que era el principal problema. Además, logramos producir concentrados comerciales de cobre en forma de sulfuro de cobre y regeneración de cianuro libre, mejorando la economía operativa. El proyecto PECUS implicó la adición de reactivos a la tubería de solución de cianuro para iniciar y detener la reacción de precipitación de cobre. El precipitado de cobre precipita posteriormente en tres conos de sedimentación cerrados para evitar la liberación de ácido cianhídrico. La descarga del tercer cono fue enviada a filtración para su recuperación, añadiendo agua dulce para el lavado. La solución ácida fue recuperada de los rebosaderos del cono, añadiendo hidróxido de sodio para restablecer el pH a 10,50, regenerando así el cianuro de sodio libre, que posteriormente fue incorporada al proceso de lixiviación. El proyecto fue desarrollado durante 60 días, comenzando con las pruebas de laboratorio y piloto, la construcción, la puesta en marcha y la estabilización en la planta industrial.

ABSTRACT

A common problem in gold and silver cyanidation mineral processing is the presence of copper in the rich solution. This is due to the presence of leachable copper in the form of sulfides and secondary oxides, resulting in high sodium cyanide consumption, poor precipitation, and complex smelting. It occurred at the El Porvenir Mining Unit, owned by Minera Frisco. Therefore, we designed a copper removal and cyanide regeneration system called PECUS, which reduced the copper concentration from 799 to 228 ppm, improving the efficiency of the Merrill Crowe precipitation process, which was the main problem. Furthermore, we were able to produce commercial copper concentrates in the form of copper sulfide and free cyanide regeneration, improving operating economics. The PECUS project involved the addition of reagents to the cyanide solution pipeline to initiate and stop the copper precipitation reaction. The copper precipitates subsequently precipitate in three closed sedimentation cones to prevent the release of hydrocyanic acid. The discharge from the third cone was sent to filtration for recovery, with fresh water added for washing. The acid solution was recovered from the cone overflows, with sodium hydroxide added to restore the pH to 10.50, thereby regenerating the free sodium cyanide, which was subsequently incorporated into the leaching process. The project was developed over 60 days, beginning with laboratory and pilot testing, construction, commissioning, and stabilization at the industrial plant.

INTRODUCCIÓN

La Unidad El Porvenir operó una planta para benefició por cianuración en montones de oro y plata ubicada en Asientos, Ags,. Conforme fue minando y procesando el mineral fue detectado la presencia de cobre soluble lixiviable, alcanzando una concentración máxima promedio mensual de 799 ppm, provocando problemas (i.e., eficiencia de precipitación hasta 12% oro y 50% plata, dorés de baja cali-

dad 40% de pureza). El resultado provocó que el proceso ya no fuera rentable. Por lo tanto, decidimos diseñar una planta de remoción de cobre, que fuera con el mínimo de tiempo sobre la construcción y mínima inversión.

METODOLOGÍA

El proyecto inició con solución de colas y rica para disminuir la concentración de cobre y mejorara la eficiencia de precipitación en el proceso Merrill Crowe. El principio químico de precipitación es que el cobre ocurrió químicamente como complejo, pero el ácido sulfúrico desacompleja el cianuro de cobre y el sulfuro de sodio precipita el cobre libre para formar un sulfuro de cobre.

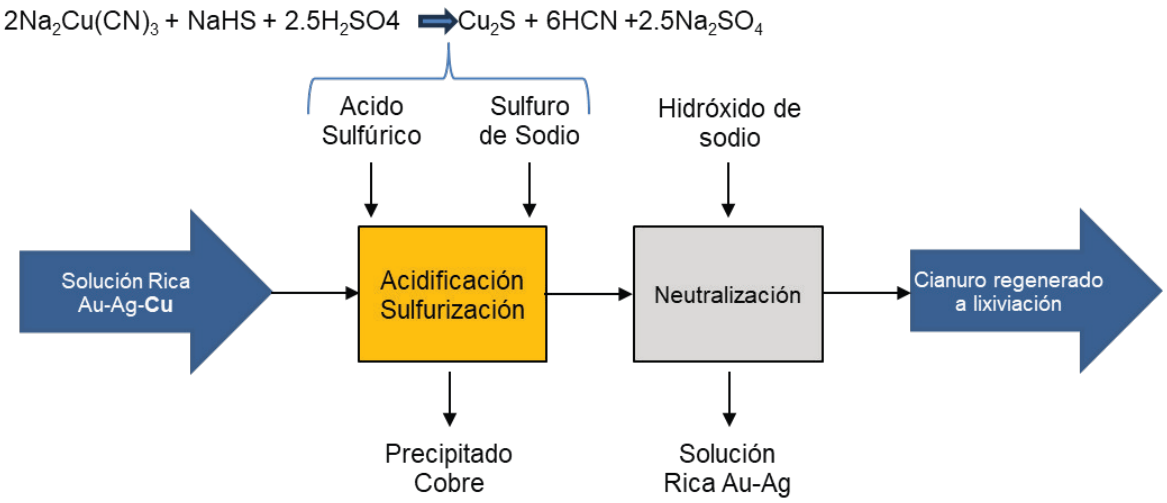


Figura 1. Principio químico precipitación de cobre en solución cianurada.

La metodología para resolver la problemática fue la siguiente:

1. Análisis químico solución cianurada
2. Pruebas a en laboratorio, analizando parámetros pH y reactivos.
3. Pruebas a nivel piloto.
4. Diseño y construcción de la planta.
5. Operación a nivel industrial y resultados.

RESULTADOS Y DISCUSION

1. ANÁLISIS QUÍMICO SOLUCION CIANURADA

El perfil de la solución cianurada obtenida promedio mensual en su máxima concentración de cobre que tuvo mensualmente 799 ppm de cobre en cabeza de precipitación, en cola 618, una precipitación de 181 ppm, una gran parte llega a las barras de doré.

Tabla 1. Análisis químico solución problema.

Elemento	Análisis químico													
	NaCN	Au	Ag	As	Cd	**Cu**	Fe	Mn	Mo	Ni	Pb	Sb	Se	Zn
	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
Cabeza MC	799	0.127	1.111	6.715	2.443	**799**	0.010	0.010	0.010	0.864	165	0.010	0.125	224
Cola MC	618	0.114	0.630	4.506	0.010	**695**	0.010	0.010	0.213	0.749	132	0.010	0.010	213

2. PRUEBAS LABORATORIO

Las pruebas fueron iniciadas, buscando los parámetros iniciales para realizar la precipitación de cobre, primeramente, analizando la influencia del cobre, obteniendo como resultado un pH de 3.0.

Tabla 2. Pruebas laboratorio en colas, pH.

Prueba	**pH**	**Análisis químico**			**Precipitación**		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	Cu (ppm)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)
1L	3.0	0.051	0.170	**262**	1.23	44.08	63.24
2L	3.5	0.050	0.175	312	3.27	42.43	56.26
3L	4.0	0.050	0.148	682	3.27	51.32	4.43
4L	4.5	0.051	0.131	672	2.12	56.91	5.77
5L	5.0	0.051	0.145	703	1.34	52.30	1.39

El siguiente parámetro fue buscar la adición del reactivo precipitante (sulfuro de sodio, 160 g/m3).

Tabla 3. Pruebas laboratorio en colas (sulfuro de sodio)

Prueba	**Sulfuro de sodio (g/m3)**	**Análisis químico**			**Precipitación**		
		Au (ppm)	Ag (ppm)	Cu (ppm)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)
6L	20	0.043	0.170	**115**	0.00	0.00	83.41
7L	40	0.043	0.030	106	0.00	0.00	84.81
8L	80	0.043	0.030	86	0.00	0.00	87.59
9L	120	0.043	0.030	39	0.00	0.00	94.40
10L	160	0.043	0.030	26	0.00	0.00	96.28

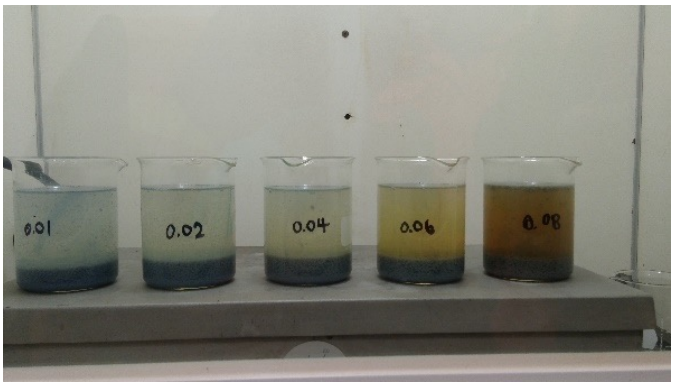


Figura 2. Pruebas laboratorio.

3. PRUEBAS PILOTO.

Después de haber obtenido parámetros de laboratorio, el siguiente proceso fue realizar pruebas piloto con flujos de 10 l/min. El principio fue adicionar el ácido sulfúrico en la tubería de conducción para iniciar la reacción, posteriormente a una distancia seleccionada le fue adicionado sulfuro de sodio para continuar la reacción y, los recipientes cónicos fueron utilizados como sedimentadores. En el derrame de los conos le fue adicionado hidróxido de sodio para regresar el pH de 3.0 a 10.5 para la reacción de regeneración de cianuro.

Figura 3. Prueba piloto.

La planta fue colocada a lado de la pileta de colas para bombear la solución, obteniendo eficiencias de precipitación de cobre en 77.82% y recuperando o regenerando 980 ppm de cianuro de sodio libre.

Tabla 4. Pruebas piloto en colas, sulfuro de sodio.

Prueba	Sulfuro de sodio (g/m3)	Cianuro	Análisis químico			Precipitación		
		Recuperado (ppm)	Au (ppm)	Ag (ppm)	Cu (ppm)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)
4P	120	1480	0.187	0.030	**92**	0.00	97.61	88.47
5P	160	1374	0.187	0.038	76	0.00	96.99	90.44
6P	200	1362	0.187	0.079	60	0.00	93.70	92.44

La planta piloto fue movida a la pileta de solución rica para realizar pruebas, obteniendo eficiencias de precipitación en 88.47% y regeneración de cianuro de 1,480 ppm.

Tabla 5. Pruebas piloto en solución rica, sulfuro de sodio.

Prueba	Sulfuro de sodio (g/m3)	Cianuro	Análisis químico			Precipitación		
		Recuperado (ppm)	Au (ppm)	Ag (ppm)	Cu (ppm)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)
4P	120	1480	0.187	0.030	**92**	0.00	97.61	88.47
5P	160	1374	0.187	0.038	76	0.00	96.99	90.44
6P	200	1362	0.187	0.079	60	0.00	93.70	92.44

4. DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LA PLANTA

Después de analizar los datos de pruebas de laboratorio y piloto, decidimos trabajar con la solución rica. La justificación urgente era disminuir la concentración de cobre, para que la eficiencia del proceso Merrill Crowe volviera a incrementar y seguir con la continuidad producir barras de doré.

El diseño final de la planta industrial fue adicionar el ácido sulfúrico en la tubería de bombeo de la pileta rica. Posteriormente, el sulfuro de sodio ya que la reacción de precipitación era de segundos, con el fin de evitar que el ácido cianhídrico saliera y sin tener un tanque de reacción, la solución precipitada entraba al primer cono de sedimentación, después la descarga entraba a un segundo y tercer cono. Al tercer cono le fue agregado agua fresca. A los derrames les fue agregado hidróxido de sodio para regenerar cianuro de sodio libre a un pH de 10.50. El producto del tercer cono era enviado a filtro prensa para su recuperación. Los conos sedimentadores eran de material de plástico y cerrados para evitar la fuga de ácido cianhídrico.

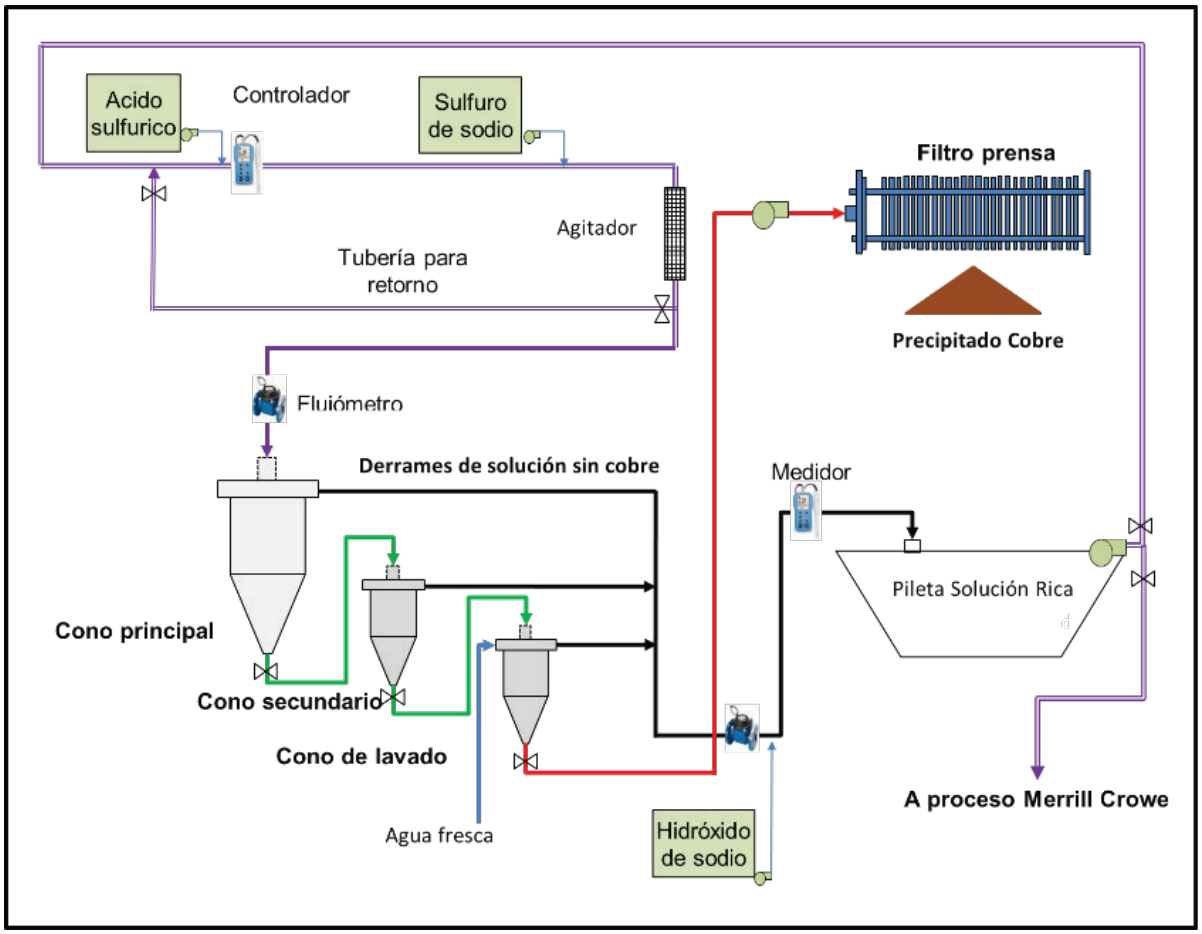


Figura 4. Diagrama proyecto PECUS.

La construcción fue con piso con liner, bases de concreto, estructuras de acero con pintura epóxica anticorrosión, conos de plástico, bombas peristálticas para dosificación de reactivos con sus respectivos tanques y colocando instrumentación medidores de pH, flujómetros. Cabe señalar que la planta tuvo un costo de 300,000 dólares, no incluyó filtro prensa para recuperar concentrado, debido que la Unidad minera contaba con un filtro prensa extra.

Cuatro módulos fueron construidos, con una capacidad por módulo de 500 m^3/día dando un total de 2,000 m^3/días. La planta de diseño fue para alimentar un 10% de la capacidad total de la planta Merrill Crowe, con el objetivo que fuera rentable a futuro.

Figura 5. Construcción y finalización de planta industrial.

5. OPERACIÓN A NIVEL PLANTA Y RESULTADOS.

La operación de la planta inició con 799 ppm cobre, operó durante 23 meses, procesando 1,012,694 m^3 de solución, llegando a 228 ppm de cobre. El concentrado de cobre obtenido fue enviado a caracterización mineralógica por microscopio electrónico de barrido, observándose sulfuros de cobre 80.2%Cu y 19.76%S.

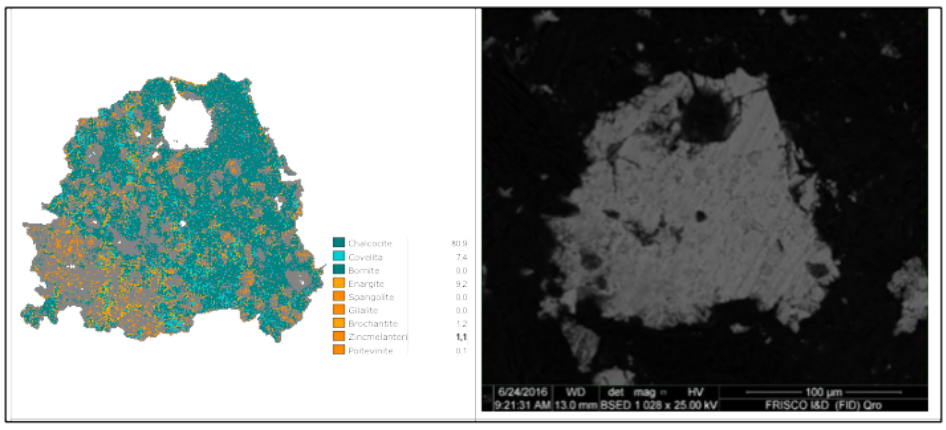


Figura 6. Micrografías mostrando partículas el precipitado de cobre mediante electrones retro dispersos

Durante la operación de la planta fueron realizados ajustes de dosificaciones de reactivos, como lo muestra la tabla 6, obteniendo 201 toneladas de cobre metálico. El grado de cobre en 53% y 478 toneladas regeneradas de cianuro libre para integrarse al proceso de cianuración en patios. Eficiencia de precipitación de cobre 70%.

Tabla 6. Parámetros operativos planta industrial.

Descripción				Total	Unidad
Flujo procesado				**1,012,694**	**m3**
				71	**m3/h**
Tiempo operación				14,347	h
Reactivos	Ácido sulfúrico			1,411	m3
				1.4	l/m3
	Sulfuro de sodio			387,348	kg
				382	g/m3
	Hidróxido de sodio			2,159	m3
				2.1	l/m3
Cianuro	Entrada			399	ppm
	Salida			830	ppm
	Regenerado			478	t
Recuperado	Análisis químico	Solución	**Au**	**-**	**ppm**
			Ag	**0.74**	**ppm**
			Cu	**799 - 228**	**ppm**
		Concentrado	**Au**	**53**	**g/t**
			Ag	**1,614**	**g/t**
			Cu	**53.21**	**%**
	Producido	Contenidos	**Au**	**645**	**Oz**
			Ag	**19,645**	**Oz**
			Cu	**201**	**t**
		Recuperación	**Au**		**Oz**
			Ag	**81**	**Oz**
			Cu	**70**	**%**

Nótese en la figura 7 el pico más alto de cobre 799 ppm, a partir de que operó la planta PECUS, fue disminuyendo hasta llegar a 228 ppm, pero al mismo tiempo fue mejorando la eficiencia de precipitación en oro y plata.

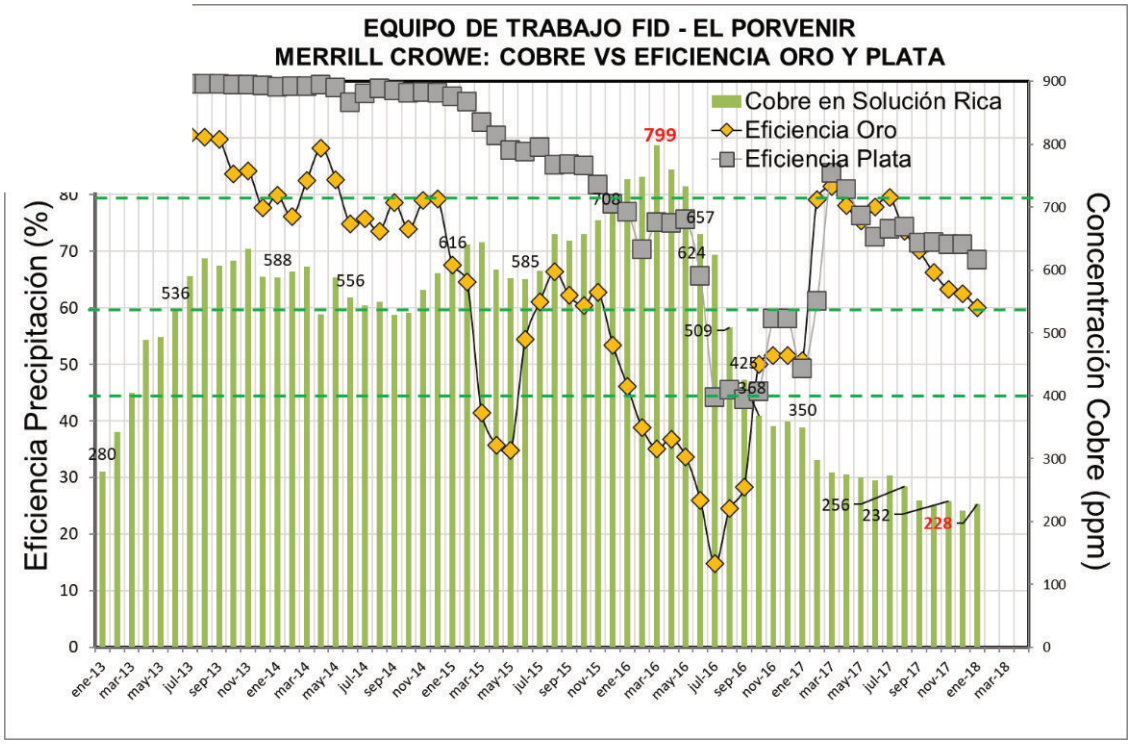


Figura 7. Comportamiento cobre antes y despues planta PECUS.

CONCLUSIONES.

El proyecto PECUS fue un éxito, logrando los siguientes resultados para el proceso.

- Disminuyo la concentración de cobre de 799 a 229 ppm.
- Mejoro la eficiencia de precipitación por proceso Merrill Crowe (oro 12 a 80%, plata 50 a 82%).
- Calidad de doré de 40 a 90%
- Producción de 201 toneladas de cobre metálico.
- Regeneración de cianuro libre 478 toneladas.
- Una inversión mínima de 300,000 dólares.

AGRADECIMIENTOS.

Mi gratitud a Minera Frisco y Frisco Investigación y Desarrollo por el respaldo institucional, las facilidades otorgadas para la ejecución del proyecto y especialmente por la confianza depositada para afrontar desafíos de alto impacto tecnológico. Esta iniciativa, desarrollada con participación 100% nacional, refleja el compromiso con la innovación y el fortalecimiento del talento profesional mexicano.

Mi agradecimiento a la Dirección General de Minera Frisco (Ingenieros Gerardo Kuri Haufmann, Luis Eduardo Ramirez Correa y Dante Enrique Aguilar Casillas), por su autorización y respaldo para la difusión de este caso, lo cual contribuye al fortalecimiento del conocimiento técnico nacional.

Mi reconocimiento al grupo de trabajo que participó en el proyecto, en especial a los ingenieros Humberto Garibay Vanegas y David Horta Rangel, así como al Dr. Alfonso Lopez Juárez, por sus valiosas contribuciones técnicas y compromiso profesional.

BIBLIOGRAFIA.

Kevab J. R. Ford and Robert D. Henderson, Application of the sart process to heap leaching of gold-copper ores at maricunga, chile, SGS Minerals services, technical paper 2008-51, p. 2-3.

Pablo Carvajal y Humberto Estay, Proceso Sart: una visión económica para el procesamiento de minerales de oro/cobre, ARCADIS, Chile, p. 88-90.

José R. Parga, Jesús L. Valenzuela, Héctor Moreno, Jaime E. Pérez, Copper and Cyanide Recovery in Cyanidation Effluents, Advances in Chemical Engineering and Science, 2011, 1, 191-197.

Oscar Lopez, Nebojsa Petrovic, Svetlana Krashenina, Copper and cyanide recovery from barren leach solution at the gold processing plant, Biotec, p.1-19

MEJORA DEL GRADO Y RECUPERACIÓN DE UN MINERAL Cu–Mo A TRAVES DE LA MEDICIÓN DE LA QUÍMICA DE LA PULPA

IMPROVEMENT OF THE GRADE AND RECOVERY OF A Cu–Mo ORE THROUGH THE MEASUREMENT OF THE CHEMISTRY OF THE PULP

R Santos M., R. Regino, M. Lopez
Carr. a Penwalt No. 146, San Jose del Castillo, El Salto, Jalisco, 45685, México.
Teléfono: + 52 33-18-45-21-94, Email: rocio.santos@molycop.com.mx

RESUMEN

Esta investigación se basa en medir y analizar el efecto de la química de la pulpa en la flotación de sulfuros y la importancia de tener las condiciones de flotabilidad óptimas desde la etapa de molienda ya que es un punto clave a considerar debido a la interacción galvánica del mineral con los medios de molienda, este efecto electroquímico desencadena cambios en las propiedades de todos los minerales presentes en la pulpa.

Sí un mineral sulfuroso o metal se sumerge en un medio acuoso asumirá un potencial eléctrico con respecto a ese medio como resultado de las reacciones electroquímicas que ocurren en la interfase. Las reacciones y, por lo tanto, la diferencia de potencial depende de la naturaleza del mineral o metal y de la presencia y actividades de las especies en la fase acuosa. Se ha demostrado que un cambio en el potencial de la pulpa está estrechamente relacionado con la flotabilidad de minerales de sulfuro, estos minerales pueden flotar o deprimirse alternativamente cambiando las condiciones de oxidación y reducción de las condiciones de la pulpa.

La interpretación de los diagramas Eh-pH puede proporcionar información clave para aquellas especies complejas en las cuales la flotación se torna difícil, además entre sus beneficios se encuentra modificar los parámetros en la química de la pulpa para obtener optimización en la operación de planta. El uso de los diagramas de Pourbaix son actualmente una herramienta ya establecida para el análisis de zonas de flotabilidad de ciertas especies.

PALABRAS CLAVE: electroquímica, potencial oxido-reducción, química de la pulpa, diagrama de Pourbaix

ABSTRACT

This research is based on measuring and analyzing the effect of pulp chemistry on sulfide flotation and the importance of having optimal flotation conditions from the grinding stage onwards, as this is a key point to consider due to the galvanic interaction of the ore with the grinding media. This electrochemical effect triggers changes in the properties of all the minerals present in the pulp.

If a sulfide mineral or metal is immersed in an aqueous medium, it will assume an electrical potential with respect to that medium as a result of the electrochemical reactions that occur at the interface. The reactions and, therefore, the potential difference depend on the nature of the mineral or metal and the presence and activities of the species in the aqueous phase. It has been shown that a change in pulp potential is closely related to the floatability of sulfide minerals; these minerals can float or be depressed alternately by changing the oxidation and reduction conditions of the pulp.

The interpretation of Eh-pH diagrams can provide key information for those complex species in which flotation becomes difficult. Among its benefits is the modification of the parameters in the pulp chemistry to optimize plant operation. The use of Pourbaix diagrams is currently an established tool for the analysis of flotation zones of certain species.

KEYWORDS: electrochemistry, oxidation-reduction potential, pulp chemistry, Pourbaix diagram

1. INTRODUCCIÓN

La investigación se realiza sobre un mineral tipo pórfido de cobre proveniente de una mina a cielo abierto ubicada en el suroeste de USA, las leyes de cabeza en promedio son de 0.22%Cu, 0.010% Mo y 1.22%Fe.

En este estudio se pretende realizar cambios en la electroquímica de molienda y flotación con el apoyo de los diagramas Eh-pH de cobre, molibdeno y hierro, evaluando las condiciones de flotación de la química de la pulpa (pH y Eh) para optimizar la recuperación de cobre y molibdeno.

En la mayoría de los sistemas de sulfuros, la reacción electroquímica tiene como resultado la eliminación del oxígeno disuelto del sistema, desplazando el potencial mixto hacia valores reductores o catódicos más negativos, y disminuyendo el potencial de la pulpa. La presencia de oxígeno acelera la oxidación del hierro ya que sirve como reactante esencial para la reacción catódica. es decir, en caso de que se empleen medios de molienda menos corrosivos, la disolución del hierro se produce en menor medida. La literatura nos indica que una relación directa entre la cantidad de hierro disuelto y la flotabilidad de la calcopirita, con un aumento de la disolución de hierro resultará en una flotación más pobre. La presencia de especies de oxihidróxido de hierro en las superficies de la calcopirita son responsables de la menor flotabilidad de la calcopirita. Se sabe que la flotabilidad de los minerales de sulfuro de cobre, como la calcopirita, depende en gran medida del potencial de la pulpa. Dado que el potencial de la pulpa se reduce durante la molienda en un entorno de hierro, debe aumentarse a un potencial adecuado para lograr una flotación significativa de los minerales de cobre (Bruckard et al., 2011). Los hidrociclones, que a menudo se colocan entre las operaciones de molienda y las de la unidad de flotación, también pueden funcionar como aireadores y, en muchos casos, dependiendo de la reactividad electroquímica del mineral, puede no ser necesaria la aireación previa (Bruckard et al., 2011). Un contaminante que no debe ser excluido en el estudio de la química de la pulpa es la presencia de pirita, la pirita se encuentra entre los minerales de sulfuro más comunes en la corteza terrestre (Biegler et al., 1977; Kocabağ y Güler, 2008; Peters, 1976). La pirita se oxida en soluciones acuosas por mecanismo electroquímico. La velocidad de oxidación depende de varios factores como el pH, la concentración de reactivos, la temperatura, el potencial de oxidación, composición de la solución, si el sistema se encuentra expuesto al medio (Caldeira et al., 2003; Güler, 2005; Hicyilmaz et al., 2004a, b; Janetski y col., 1977; Kelsall et al., 1999; Kocabağ et al., 1990; Monte et al., 2002; Tolley y col., 1996; etc.). Diferentes pruebas electroquímicas, han revelado que la oxidación superficial de la pirita conduce a la exposición de la superficie rica en azufre, y se produce la liberación preferencial de iones Fe+2. La oxidación adicional del azufre da como resultado la formación de sulfato. (Ekmekci, 1995; Hamilton y Woods, 1981; Kocabağ y Güler, 2008). Mientras tanto, los iones Fe+2 se oxidan produciendo precipitación de hidróxido férrico en la pirita. La precipitación de hidróxido férrico es relativamente lenta en solución ácida y aumenta con el potencial de pulpa (Eh) y el pH.

METODOLOGIA EXPERIMENTAL

Plan de pruebas y esquema químico

Se realizó una batería de pruebas por triplicado para aseguramiento en la confiabilidad de los resultados, modificando el pH y ORP de la pulpa en la etapa de molienda, posteriormente se trabajó con el promedio de los resultados de las pruebas previo análisis estadístico de desviación estándar.

El esquema químico y el plan de pruebas se muestra en la Tabla 1:

Tabla 1 Esquema químico y plan de pruebas

Test	Mill reagents				Flotation Stages Reagents							
					Pre-contiditioning time		Conditioning time					
	pH	Collector gpt	PAX gpt	Diesel gpt	MIBC gpt	Conc 1	PAX Kicker gpt	MIBC gpt	MIBC gpt Kicker	Conc 2	PAX Kicker gpt	F171 Kicker gpt	Conc 3
1	9.0	10	3.5	4	3.10		0.9	1.5	1.5		0.9	1.5	
2	9.5	10	3.5	4	3.10		0.9	1.5	1.5		0.9	1.5	
3	10.0	10	3.5	4	3.10		0.9	1.5	1.5		0.9	1.5	
4	10.5	10	3.5	4	3.10		0.9	1.5	1.5		0.9	1.5	
5	11.0	10	3.5	4	3.10		0.9	1.5	1.5		0.9	1.5	

Las condiciones de operación se muestran en la tabla 2:

Tabla 2 Condiciones de operación Laboratorio

Moly-Cop Tools ™

Mineral: Tipo pórfido Cu

Flotation Conditions

Tipo	Volumen Lt	Velocidad RPM	Aire LPM	T Flot Min	pH	%Sol by w	---- Densidad, ton/m^3- ---------- Peso, Kg ---- Mineral	Pulpa	Ore (dry)	Slurry	Water cc	
DENVER D12	2.436	900.0	5.0	35.0	9.74	35.0	2.80	1.29	1.100	3.143	2042.9	

Mill Conditions

%Sol by w	----- Density, ton/m^3 ------ Ore	Slurry	------ Weight, g ------ Ore	Slurry	Water cc	P80 um	--Grinding Time-- minutes	seconds
60	2.8	1.63	1.100	1.833	0.733	360	10	38

Caracterización mineralógica

Este mineral contiene las siguientes especies mostradas en la Tabla 3 y su caracterización se muestra en la Figura 1.

Tabla 3 Especies mineralógicas presentes en cabeza general

Minerales de Cu		Minerales Fe		Otros	
Calcopirita	CuFeS2	Pirita	FeS2	Barita	BaSO4
				óxidos de Fe	
Tierras raras		Minerales de ganga			
Monacita	CePO4	cuarzo	SiO2		
		feldespatos K			

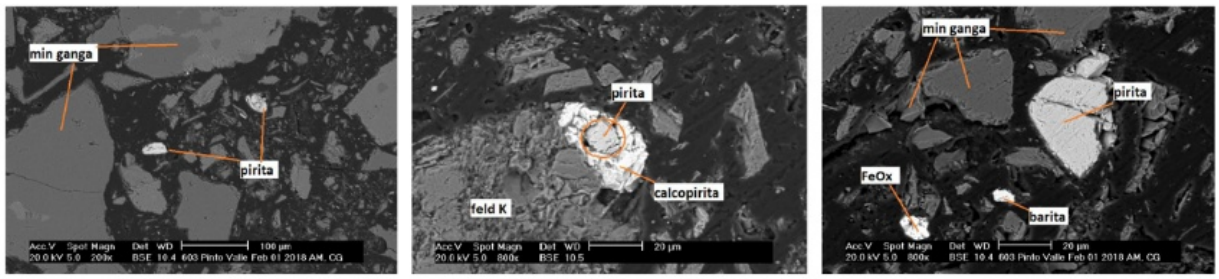


Figura 1 Caracterización mineralógica ley de Cabeza

RESULTADOS

En la tabla 4 se muestra el balance global donde se observan recuperaciones por encima del 87% a pH mayores de 9 y con potenciales que oscilan entre 151 y 179 mV en la descarga del molino, para el molibdeno la mejor recuperación se da con un pH de 9.50 y orp de 179mV; sin embargo, relacionando grado y concentración con la definición de factor metalúrgico las mejores pruebas para Cu y Mo fue la 2.

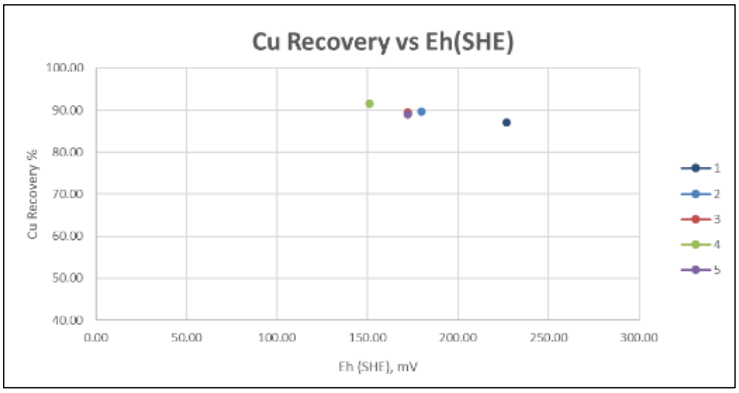
Tabla 4 Balance metalúrgico global

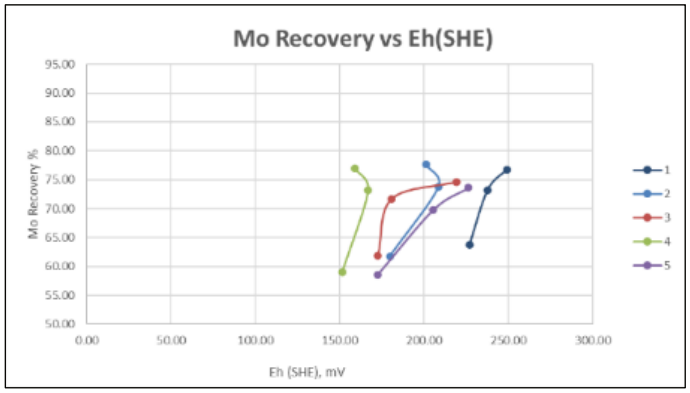
Test	Mass Yield, %	pH - Time (min)				SHE - Time(min)				Calculated Head			Final Tails			Cum Grade, %			Cum Recovery, %			Metallurgical Factor		
		Discharge	Cond 1	Cond 2	Cond 3	Discharge	Cond 1	Cond 2	Cond 3	%Cu	%Mo	%Fe	%Cu	%Mo	%Fe	%Cu	Mo	Fe	%Cu	Mo	Fe	Cu	Mo	Fe
1	7.07	9.00	8.83	8.74	8.48	226.75	237.55	248.85	260.25	0.317	0.007	1.523	0.044	0.0018	1.06	3.91	0.0801	7.82	87.06	76.74	35.38	10.72	8.61	1.82
2	5.58	9.50	9.46	9.42	9.24	179.75	208.50	201.05	247.05	0.350	0.008	1.559	0.038	0.0018	1.07	5.63	0.1057	9.92	89.74	77.62	35.49	14.45	10.81	2.26
3	5.28	10.04	9.68	9.44	9.36	164.30	180.50	219.20	216.70	0.312	0.007	1.511	0.035	0.0019	1.09	5.30	0.1003	9.15	89.54	74.64	32.00	15.18	10.54	1.94
4	6.54	10.50	9.50	9.28	9.13	160.40	166.80	173.20	189.55	0.347	0.008	1.627	0.032	0.0020	1.13	5.07	0.0962	9.02	91.48	76.96	35.26	13.35	9.35	1.96
5	5.54	11.00	10.00	9.77	9.52	151.35	172.40	226.20	223.40	0.336	0.008	1.600	0.040	0.0022	1.12	5.39	0.1023	9.74	88.90	73.61	33.72	14.27	9.78	2.05

Nota: Los valores de potencial en este trabajo fueron reportados contra el electrodo Ag/AgCl como electrodo de referencia que tiene una diferencia de +200 mV con respecto al SHE(Rice Resource Technology, s.f.).

Efecto del pH y orp en la flotación de cobre, molibdeno y hierro

En la Figura 2 se muestra la tendencia de recuperación vs el potencial de óxido reducción referenciado al SHE (potencial estándar de hidrógeno) la tendencia para obtener mejores recuperaciones de cobre y molibdeno es con orp por debajo de 200 mV en la descarga del molino de acuerdo a las mediciones tomadas. Conforme pasa el tiempo y con la aireación el orp tiene a incrementarse al ingresar más oxígeno a la pulpa. Para evitar lo anterior es importante la selección de modificadores de pH y orp, así como también considerar el efecto que tienen los colectores en el sistema mineral-agua.





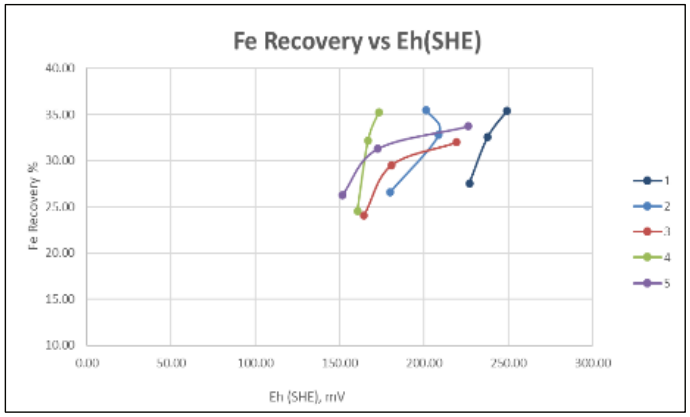


Figura 2 Efecto del ORP (SHE) en la recuperación de Cu, Mo y Fe

Se muestran los diagramas de Pourbaix en la Figura 3 donde se observa el rango de flotabilidad de calcopirita, pirita y molibdenita.

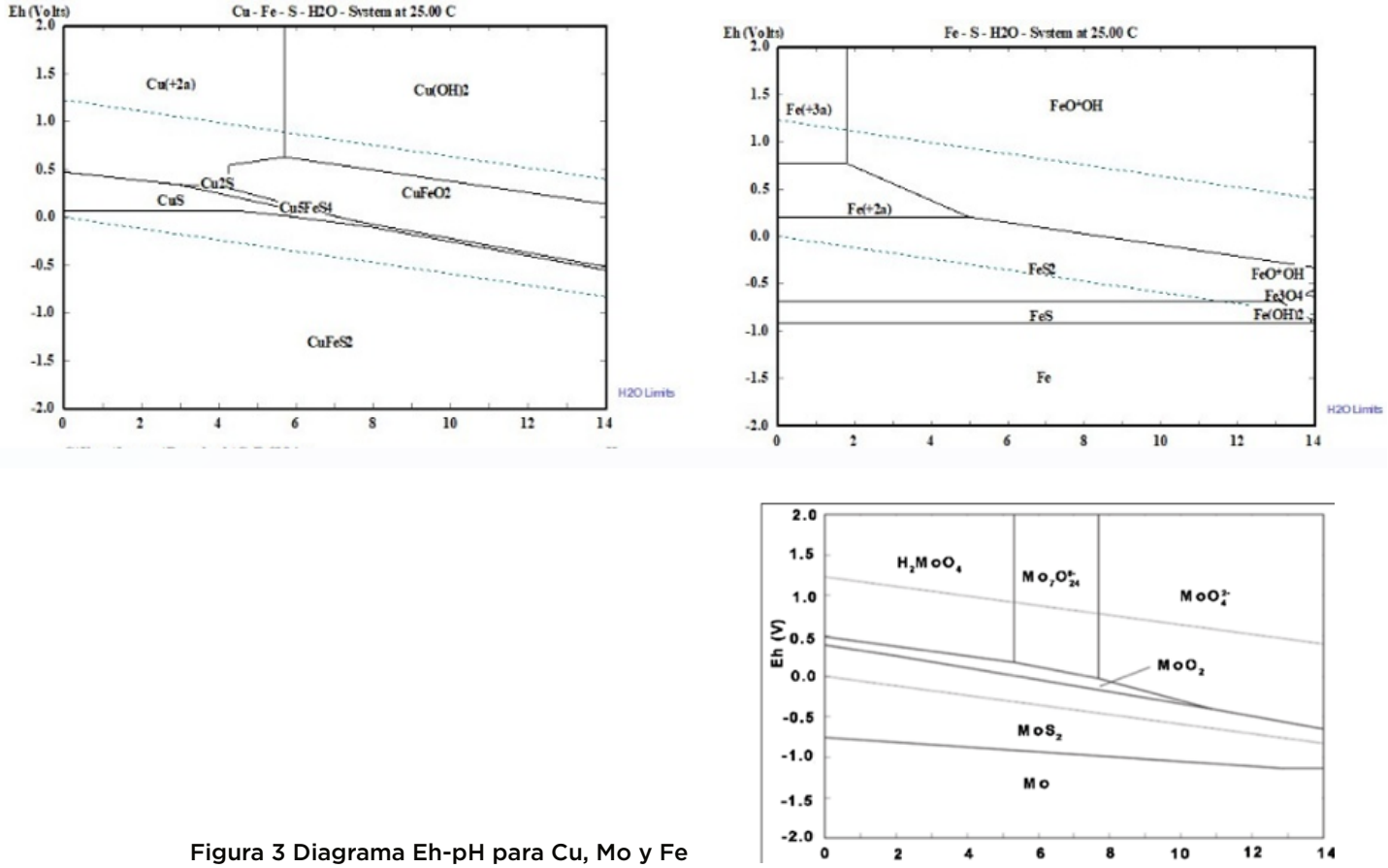


Figura 3 Diagrama Eh-pH para Cu, Mo y Fe

CONCLUSIONES

- Se pueden realizar interacciones de diversas especies en diagramas de pH/Eh para predecir las especies formadas bajo ciertas condiciones, esto es de bastante ayuda para deprimir las especies que nos afecten en la flotabilidad del mineral de interés.
- La medición de potencial de la pulpa es un parámetro electroquímico importante, debido a que se puede correlacionar con los resultados de flotación y determinar las condiciones de las regiones en que las superficies de los sulfuros tienen una flotabilidad óptima.
- Este estudio demuestra que elegir la electroquímica de pulpa de manera correcta puede mejorar la respuesta de flotación de un mineral.
- Se ha demostrado en trabajos experimentales la relevancia de las mediciones Eh-pH para describir los cambios en las propiedades electroquímicas de la pulpa durante el proceso de flotación.
- La manipulación del pH/Eh así como del conocimiento de las especies nos permite activarlas o deprimirlas de manera mas económica.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a la empresa Moly-Cop, a Levi Guzmán por el apoyo recibido y a la minera por las facilidades otorgadas para la realización de este proyecto y por el espacio brindado para la difusión.

REFERENCIAS

Altun, N., & Güler, T. (October de 2010). Pyrite Flotation. Mugla, Turkey .

Elgillani y Fuerstenau como fue presentado en Kelly y Spottiswood, 1989, Introduction to Mineral Processing, Lamb Printers, p312.)

Kocabag, D., and Iwasaki, I. (1985) The effect of grinding media in the flotation of sulphide minerals, In A.D. Zunkel, R.S. Boorman, A.E. and R.J. Wesley (eds.)Complex Sulphides, The Metallurgical Society, pp.55-82

Kazutoshi H., William T. and Atsushi S., 2012. Investigation of Flotation Parameters for Copper Recovery from Enargite and Chalcopyrite Mixed Ore

Unlocking value at Fresnillo´s refractory Orisyvo gold project with Metso´s BIOX® technology: Development trajectory from conceptual evaluation through to Pre–feasibility study (PFS) status

J. Francisco Garcia Suárez[1];
Eric Gloria[2]*
Craig van Buuren[3]

[1] Subdirección de Tecnología e Innovación Peñoles, Torreon Mexico, Minerals Processing Specialist.
[2] Metso Mexico, San Luis Potosí, México, Senior Manager : Hydrometallurgy.
[3] Metso South Africa, Centurion, South Africa, Senior Process Engineer: Hydrometallurgy.
***Corresponding author: eric.gloria@metso.com**

Fresnillo PLC is a leading precious metals company in Mexico specializing in the exploration, development, and production of silver and gold in Mexico. They are the world's largest silver producer and one of Mexico's biggest gold producers. Fresnillo currently own the the world-class Orisyvo project, a pyrite disseminated refractory gold deposit located in the Sierra Madre mountains of the Chihuahua state. Orisyvo is one of Fresnillo's advanced exploration projects with an estimated gold resource of approximately 9 500 kOz.

Metso is a global supplier of equipment and technology to the mining industry and was fortunate to participate at the 33rd International Mining Convention held in Acapulco (Guerrero) in 2019. At this conference Metso presented details of its BIOX technology, a pre-oxidative treatment step for refractory ores which to date has delivered over 37 million ounces (Oz) of gold. The technology was landed over 35 years ago with 14 commercial installations spanning 11 countries.

At this 2019 Acapulco conference, initial discussions were held on the potential of BIOX as a suitable solution for Orisyvo's refractory ore. Now, following a 6 year journey which has seen Fresnillo PLC undertake rigorous investigations with Metso, Fresnillo PLC are concluding pre-feasibility evaluations armed with a real appreciation of Metso's BIOX process.

This 6-year period has spanned through initial Class 5 economic study estimations, backed up by initial small scale batch testing and eventually culminating in a 4-month (24 hour / 7 day) intensive continuous piloting trial at Penoles's CIDT in Torreon which has pointed to a 96% gold dissolution being achieved on oxidized Orisyvo concentrate. The outcome of the trial made it possible to develop a process design for a 1 500 metric tonne per day (tpd) concentrate feed to a BIOX processing facility which informed a Class III economic evaluation. Fresnillo also furthered its due diligence assessment of the BIOX technology by conducting technical visits to 3 BIOX processing plants in Zimbabwe, Australia and Senegal during 2023, 2024 and 2025.

This paper describes the rigour as well as some of the outcomes of the evaluations Fresnillo have undertaken in screening Metso's BIOX technology and highlights some of the forward looking challenges which need to be tackled in concluding the pre-feasibility evaluations. A feasible project outcome and the implementation of the Orisyvo project into a successful commercial mining operation targeting 140 000 k Ozpa will realise 4 000 direct jobs benefiting 22 communities across 5 municipalities.

1. Introduction

1.1 Fresnillo PLC

Fresnillo PLC is a Mexican precious metals mining company incorporated in the

United Kingdom and headquartered in Mexico City, Mexico. Fresnillo is the world's largest producer of silver and one of Mexico's largest gold miners.[1] It is listed on the London Stock Exchange and is a constituent of the FTSE 100 Index. Some important corporate metrics are presented in the accompanying table.

Table 1: Fresnillo PLC Summarised Performance Metrics 2024[2]

Attributable Production	Unit	Value	Attributable Resources	Unit	Value	Attributable Reserves	Unit	Value
Au	kOz	631.6	Au	mOz	38.5	Au	mOz	7.2
Ag	mOz	56.3	Ag	mOz	2 250.5	Ag	mOz	331.3

The company currently operates 7 mines across Mexico, including the largest primary silver mine in the world and has a funnel of advanced exploration projects.

Table 2: Fresnillo PLC Current Operating Assets and Advanced Future Projects[2]

Number	Operation /Asset	Metal	Number	Advanced Projects	Metal
1	Fresnillo	Silver	1	Orisyvo	Gold
2	Saucito	Silver	2	Guanajuato	Silver/Gold
3	Juanicipio	Silver	3	Rodeo	Gold
4	San Julian	Silver	4	Tajitos	Gold
5	Cienega	Gold/Silver			
6	Herradura	Gold			

The Orisyvo gold project is one of the advanced exploration projects currently under review. Orisyvo is a world-class, high-sulphidation epithermal, disseminated gold deposit (estimated gold resource of approximately 9 500 kOz) located in the mountains of the Chihuahua state.[2] In the past few years, several metallurgical investigations were undertaken to describe the refractory nature of the ore. Specifically during 2024, a pre-feasibility level study was completed which looked at appropriate processing technologies for optimal gold recovery from the ore and focussed on assessing the suitability of selected pre-oxidative technology solutions:

- Effectively enhance gold recovery
- Achieve the gold recovery at an optimized capital and operating cost spend
- Have a global footprint with numerous operating references
- Have a sound and reputable track record
- Show demonstrable scale-up with successful operations at or surpassing throughputs envisaged for Orisyvo
- Be used by the global gold majors
- Be a simple technology with standard hydromet equipment requiring a low skillset.

Metso's biooxidation technology was one of the technologies assessed as a potential solution to effectively improve the gold recovery from for the refractory Orisyvo ore.

1.2 Metso's BIOX Technology

The BIOX technology has been in commercial operation for 35 years and can boast over 37 million ounces (Oz) of gold production through BIOX plants spanning across 11 countries. The technology and design philosophy has evolved over the 3 decades with the incorporation of the knowledge and experience from every installed project captured and landed in the next project. This ensures that the successive BIOX plant is more robust with improved plant utilizations and performance metrics (higher sulphide oxidations and gold dissolutions, optimal use of power and reagents, lower

operating costs). The process is especially suitable for remote locations by virtue of its simplicity of operation and scalability of the technology using a modular design. Commercial plants operate at treatment capacities within the range of 62 to 2 672 tpd of flotation concentrate.

In April 2024 Metso successfully commissioned the latest plant at Endeavor Mining's Sabodala operation in Senegal marking the 14th successful technology commercialisation. The table that follows shows some of the commercial plants operated over the years.

Table 3: Commercial BIOX Technology Installations

Number	Mine	Year Commissioned	Country	Concentrate Capacity (tpd)	Sulphide Grade (%)	Status
1	Fairview	1986	South Africa	62	17	Operating
2	Sao Bento	1990	Brazil	150	19	Care and Maintenance
3	Harbor Lights	1992	Australia	45	18	Care and Maintenance
4	Wiluna	1993	Australia	158	20	Care and Maintenance
5	Obuasi	1994	Ghana	1 200	11	Operating
6	Coricancha	1998	Peru	60	30	Care and Maintenance
7	Fosterville	2005	Australia	211	20	Operating
8	Suzdal	2005	Kazakhstan	520	12	Operating
9	Bogoso	2007	Ghana	820	21	Care and Maintenance
10	Jinfeng	2007	China	790	9	Operating
11	Kokpathas	2008	Uzbekistan	2 672	20	Operating
12	Runruno	2016	Philippines	404	17	Operating
13	Cam & Motor	2022	Zimbabwe	106 / 212	17	Operating
14	Sabodala	2024	Senegal	256	19	Operating
	Orisyvo		*Mexico*	*1 500*	*24*	*Pre-Feasibility*

The BIOX process is used commercially by three of the world's top 10 gold mining companies (Mining.com, July, 2024) viz.:

- Number 3: Agnico Eagle, Fosterville BIOX Plant
- Number 4: Navoi (NMMC, Kokpathas BIOX Plant
- Number 6: AngloGold Ashanti, Obuasi BIOX Plant.

2. The Orisyvo Project

2.1 Background

The Orisyvo Project is located to the south west of the state of Chihuahua, Mexico, approximately 250 km from the capital city (Chihuahua). Access to the project is through the city of Chihuahua by an existing road passing by the towns of Cuauhtémoc - La Junta - Tomochi - Las Estrellas and Uruachi, finally traversing a dirt road from Uruachi to Orisyvo (25 km).

The project will generate approximately 4 000 direct jobs and 2.5 times more indirect jobs benefiting 22 communities (5 municipalities) around the project. The project will yield significant development of local infrastructure such as roads and basic services, investment in community programs including job training, education, and healthcare, and stimulation of the regional economy through the use of local labor and suppliers.

The figure below provides a view of the project location.

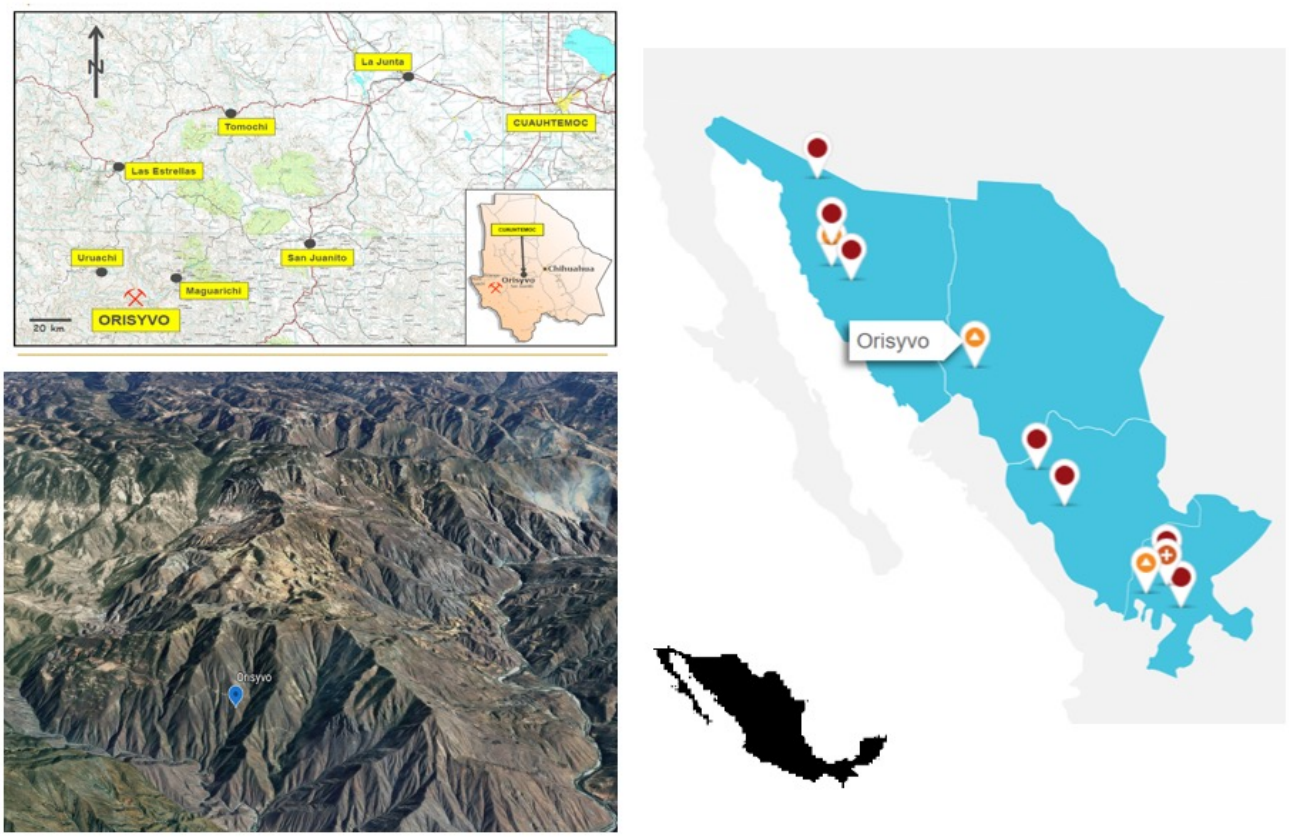


Figure 1: Orisyvo Location (Chihuahua, Mexico)

2.2 Development Trajectory Adopted

A structured project framework was followed in characterizing the metallurgical milestones and performance metrics determined as inputs in support of the the Orisyvo project development. Figure 2 hereafter shows this trajectory highlighting some of the important activities undertaken for Orisyvo to date.

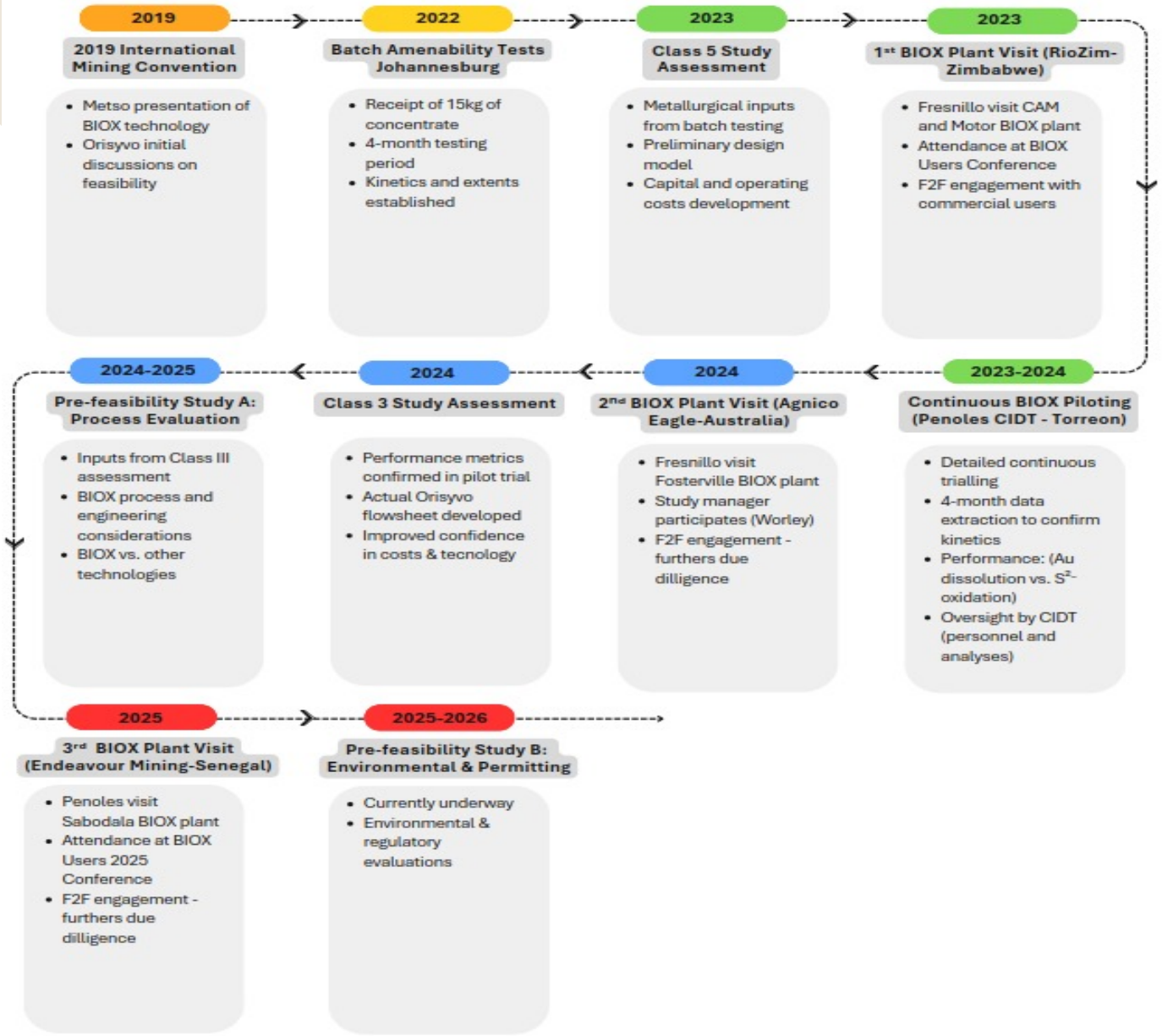


Figure 2: Orisyvo Project Development Trajectory

3. Orisyvo Project Metallurgy and Metrics

The results of the testing through the various stages as well as the overall project development leading into a well defined and robust circuit for an Orisyvo BIOX circuit follows in the accompanying sections hereafter.

3.1 Orisyvo Sample Characterisation

The analyses of the samples tested in 2022 and 2023 are shown in the tables that follow.

Table 4: Sulphide Mineralogy of the Orisyvo Samples

Group	Mineral	Density (g/cm^3)	General Formulae	2023 Continuous Testing	2022 Batch Testing
	Sphalerite	4.0	$(Zn_{0.9}Fe_{0.1})S$	0.16	-
	Pyrite	5.0	FeS_2	44.48	63.20
	Chalcopyrite	4.2	$CuFeS_2$	0.06	-
	Tennantite	4.7	$(Cu_{0.8}Fe_{0.1}Zn_{0.1})_{12}As_4S_{13}$	0.19	-

Both Orisyvo concentrate samples were comprised predominantly of pyrite as the dominant sulphide-bearing mineral. The pyrite content was higher in the 2022 sample, determined at 63.2% with the 2023 sample containing pyrite at 44.5%. Pyrite is acid producing while arsenopyrite and pyrrhotite are acid consuming during biooxidation. Carbonate minerals are also consumers of acid as it dissolves during BIOX. Gangue minerals such as quartz and kaolinite were the bulk constituents of the inert gangue minerals. Important elemental analyses are shown in the table that follows.

Table 5: Chemical Analyses of the Orisyvo Samples

Sample	Lead (ppm)	Copper (ppm)	Zinc (ppm)	Sulphide (%)	Arsenic (ppm)	Carbonate (%)	Iron (%)	Iron/Arsenic Molar Ratio
2022 Concentrate	300	1 146	1 120	23.7	490	< 1	20.9	> 572
2023 Concentrate	240	3 079	1 472	34.0	840	< 1	28.2	>450

The samples contained minimal levels of lead, arsenic and carbonates and the Orisyvo concentrates would be nett acid generating. From the concentrate analysis it was therefore clear that limestone or lime for pH control would be required during BIOX.

The particle size analyses of the Orisyvo 2022 and 2023 concentrates are depicted in the figure that follows. Particle size analysis of the sample showed the 2023 sample to have a top size of 98.6% passing 212 microns with 95.2% passing 105 microns and 81.3% passing 75 microns. The minimum recommended requirement for BIOX is 80% passing 75 µm with less than 1% exceeding 150 µm. Regrinding the flotation concentrate may to the recommended sizes typically improves the rate and extent of sulphide oxidation, whilst limiting the mineral lockup in the reactors owing to possible settling of coarser particles. Finer particles will reduce the wear on the reactor internals. The Orisyvo 2023 concentrate was treated “as received” in both testing campaigns.

3.2 Initial (Pre-feasibility) Batch Amenability Test Work

The initial batch test work on the first Orisyvo concentrate sample was concluded in 2022 and was conducted in discrete batch reactors to develop transient batch kinetics as well as the performance curve relating the gold dependance on sulphide oxidation extent.

The batch testing routine is conducted with adequate rigour to enable the outputs to be used in pre-feasibility study evaluations. A view of the discrete BIOX batch reactors is shown in the accompanying figure and the performance curves follow thereafter.

Figure 3: Discrete BIOX Batch Reactors (Pre-feasibility Testing)

The batch testing showed that the gold recovery could enjoy an additional recovery of 42% (final gold recovery at 92%). One of the important environmental tests also undertalen at this level of testing was the neutralization assessment of the acidc BIOX liquor with respect to arsenic mobility. The figures hereafter show these outcomes.

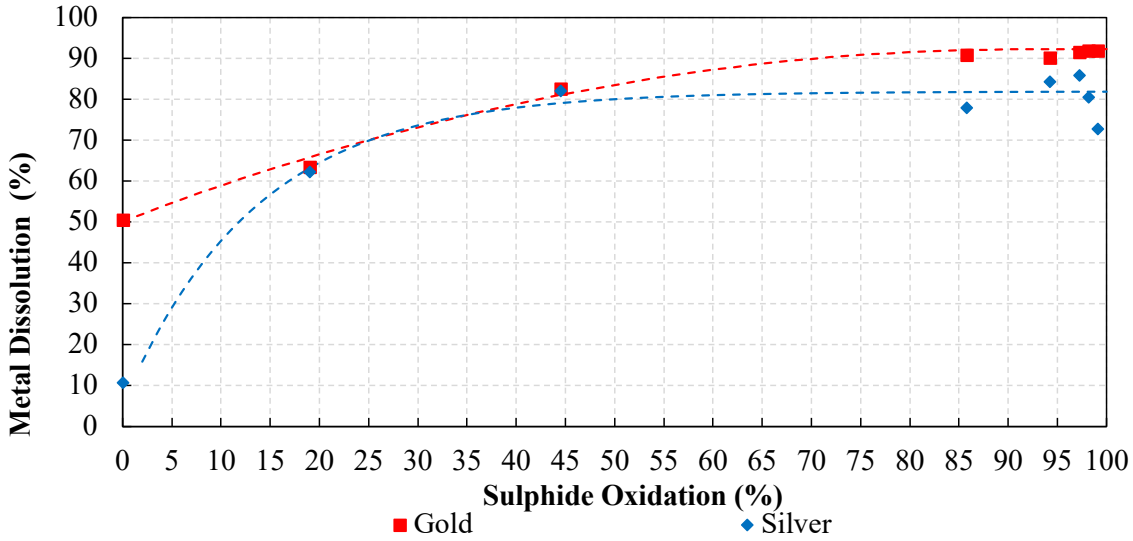


Figure 4: 2022 Orisyvo Performance Curve – Batch Testing

This neutralization is undertaken in a two stage process to generate good quality process water for re-use upstream but more importantly, to ensure that arsenic is permanently fixated so that the neutralized residue can be safely stored in a tailings facility compliant with environmental regulations.

Metso follows the United States of America's Environmental Protection Agency's (USA EPA) guidelines requiring that:

- Neutralized streams to be discharged at 0.5 mg/L arsenic (Orisyvo was <0.2 mg/L)
- Neutralized precipitates produce solution arsenic extracts containing < 5 mg/L when assessed using the USA EPA approved toxicity characteristic leach procedure (TCLP) (Orisyvo measured at < 0.1 mg/L)

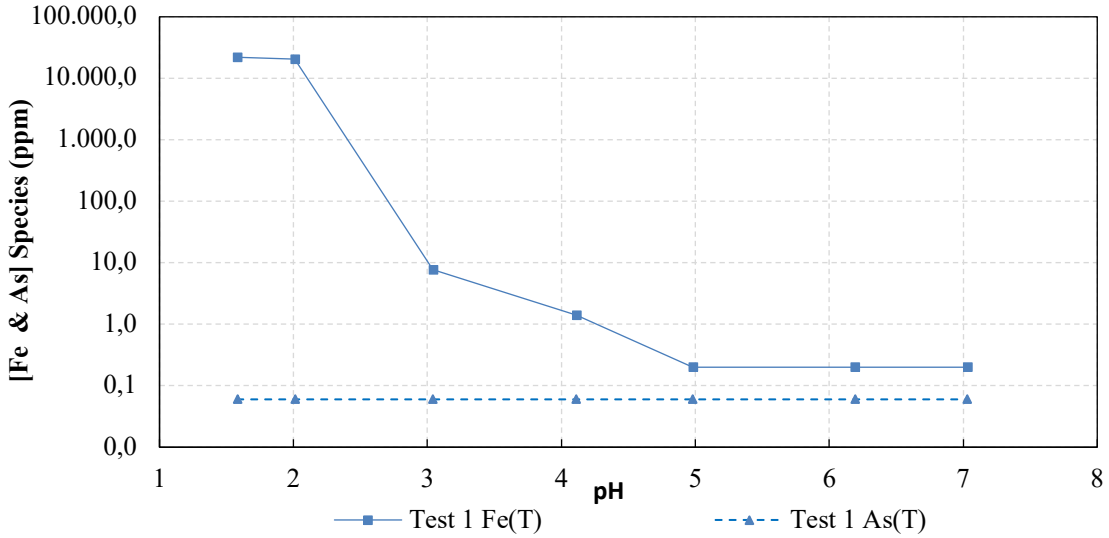


Figure 5: USA EPA Compliant Orisyvo Neutralized Effluent (2022 Testing)

3.3 Detailed (Feasibility-Level) Continuous Piloting

Further continuous piloting work was undertaken at Penoles' CIDT facility in Torreon. The aim of this work was to provide Penoles personnel first hand knowledge of the BIOX process, its robustness and importantly to abstract out performance metrics which would ultimately be fashioned into the process design criteria. Metso provided the piloting rig for Torreon.

Figure 6: Continuous BIOX Pilot Plant Installed at Penoles' CIDT (Torreon) Facility

Penoles supplied the concentrate, technical staff and the CIDT undertook all analys. The pilot trial ran for approximately 4 months and the performance curve is shown hereafter.

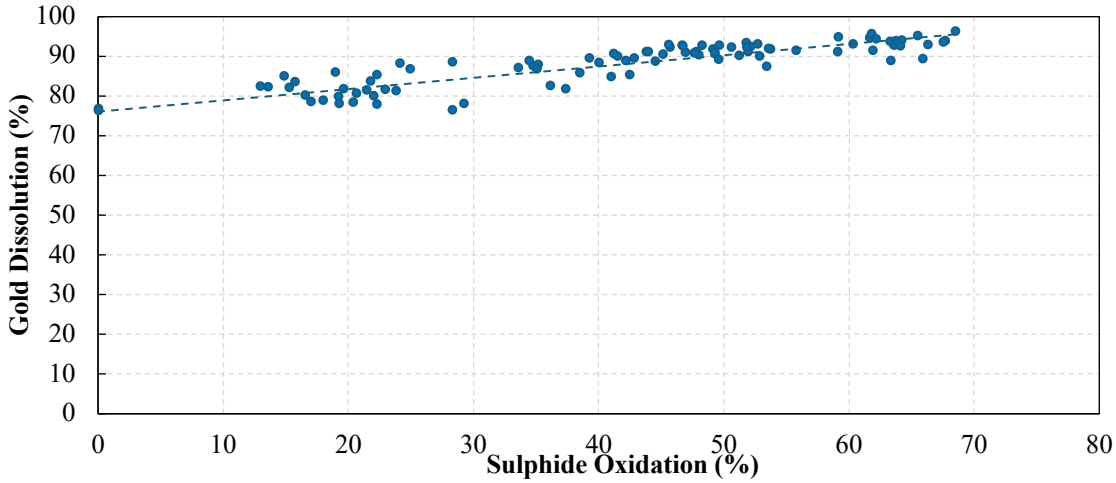


Figure 7: 2023 Orisyvo Performance Curve – Continuous Testing

The piloting trial was successful and showed that the BIOX process could enhance gold recovery on the Orisyvo concentrate to 96% at sulphide oxidation extents approaching 70%. Importantly, and in-line with the earlier batch results, good quality process water could be achieved when neutralizing the BIOX liquor, producing once again USA EPA compliant effluents with respect to arsenic mobility.

Table 6: Neutralisation Effluents (mg/L) / pHs from 2023 Continuous Torreon Trial

Test Number	Neutralisation Feed			Neutralisation Products				
	Acidic Liquor			Effluent Solution			TCLP Solids Result	
	Iron	Arsenic	pH	Iron	Arsenic	pH	Iron	Arsenic
Test 1	6 600	9	1.49	< 1	< 1	7.6	0.05	< 0.01

3.4 Design Considerations for the Orisyvo BIOX Flowsheet

The Orisyvo BIOX plant duty is principally determined by the concentrate throughput and the tonnes of sulphide oxidised. The heat of reaction and oxygen and acid demand for the oxidation and chemical leaching of refractory sulphide ores is shown in the table hereafter. For Orisyvo in particular, of interest is pyrite as it dominates the mineralogy by far.

Table 7: Process Parameters Influencing a BIOX Design

Mineral	Formula	Sulphide	Reaction Heat		Oxygen Demand	H_2SO_4 Demand
		Portion	Mineral	Sulphide		
		(%)	(kJ/kg)	(kJ/kg S^{2-})	(kg O_2/kg S^{2-})	(kg/kg Mineral)
Pyrrhotite	FeS	36.4	-11 373	-31 245	2.25	0.56
Arsenopyrite	FeAsS	19.6	-9 415	-48 036	3.51	0.30
Pyrite	FeS_2	53.3	-12 884	-24 173	1.88	-0.41
Ankerite	$Ca(Fe,Mg)(CO_3)_2$	-	-219.2	-	-	0.98
Siderite	$FeCO_3$	-	-326.7	-	0.07	1.27

The important reaction scheme dominating the Orisyvo BIOX circuit design by way of managing the heat generation, supplying the oxygen requirement and controlling the BIOX pH / acid balance will be driven by the two main reactions shown as:

Principal: $4FeS_2 + 15O_2 + 2H_2O \rightarrow 2Fe_2(SO_4)_3 + 2H_2SO_4$ (1)

Major: $H_2SO_4 + CaCO_3 \rightarrow CaSO_4 + CO_2 + H_2O$ (2)

Minor and trace side reactions will also follow such as the expected jaroste formation and trace sulphide mineral oxidations, viz.:

Trace: $ZnS + 0.5O_2 + H_2SO_4 \rightarrow ZnSO_4 + S^o + H_2O$ (3)

Trace: $2CuFeS_2 + 8.5O_2 + H_2SO_4 \rightarrow Fe_2(SO_4)_3 + 2CuSO_4 + H_2O$ (4)

Trace: $MoS_2 + 4.5O_2 + 3H_2O \rightarrow H_2MoO_4 + 2H_2SO_4$ (5)

Minor: $3Fe_2(SO_4)_3 + 12H_2O + M_2SO_4 \rightarrow 2MFe_3(SO_4)_2(OH)_6 + 6H_2SO_4$ (6)

From Table 9 and the provided reaction schemes, it can be seen that to achieve and sustain the reaction kinetics for an efficient Orisyvo BIOX operation:

- O_2 (from air) must be transferred into solution thus a high O_2 mass transfer coefficient must be sustained
- Heat must be effectively removed to maintain an operating temperature suitable for the microbes
- The pH must be well controlled to avoid too much acid lowering the pH and inhibiting the microbes
- Adeqaute mixing must be provided at an optimal specific power (kW/m³) to drive the O_2 mass transfer and suspend the solids for a homogenous three-phase solid-liquid-gas reactor system.

Some key design considerations for the Orisyvo BIOX reactor cicruit is shown in the table.

Table 8: Key Process Design Parameters for the Orisyvo BIOX Circuit

Design Parameter	Units	Value	Comment
Concentrate Throughput	tpd	1 500	Fresnillo PLC
Sulphide Oxidation Target	%	70	For maximum gold dissolution
Blower Aeration Supply	Nm^3/hr	180 000	Air required to satisfy oxidation
Heat To Remove	MW	71	Generated from exothermic S^{2-} oxidation
Reactor Temperature	^oC	40 to 42	Optimal temperature for microbial kinetics
pH Control Range		1.1 to 1.4	Optimal pH range for microbial kinetics
Material of Construction		LDX 2101	Good structural properties, corrosion resistant

Some context is provided in the accompanying table that shows a comparison of the Orisyvo BIOX section compared to selected BIOX operations and thereafter some BIOX plant views. For Orisyvo BIOX, a basic plot plan showing two feed surge tanks, the BIOX reactors, three counter current decantation thickeners, six neutralisation reactors, one water recovery thickener and blowers and evaporative cooling towers is shown in the diagram thereafter.

Table 9: Comparison of Certain BIOX Operations to Orisyvo

BIOX Plant	Location	No. of BIOX Reactors
Suzdal	Kazakhstan	12
Jinfeng	China	16
Bogoso	Ghana	18
Orisyvo	*Mexico*	*21*
Obuasi	Ghana	25
Kokpathas	Uzbekistan	56

Figure 8: Kokpathas 2 672 tpd and Obuasi 1 200 tpd

Figure 9: Jinfeng 790 tpd and Bogoso 820 tpd

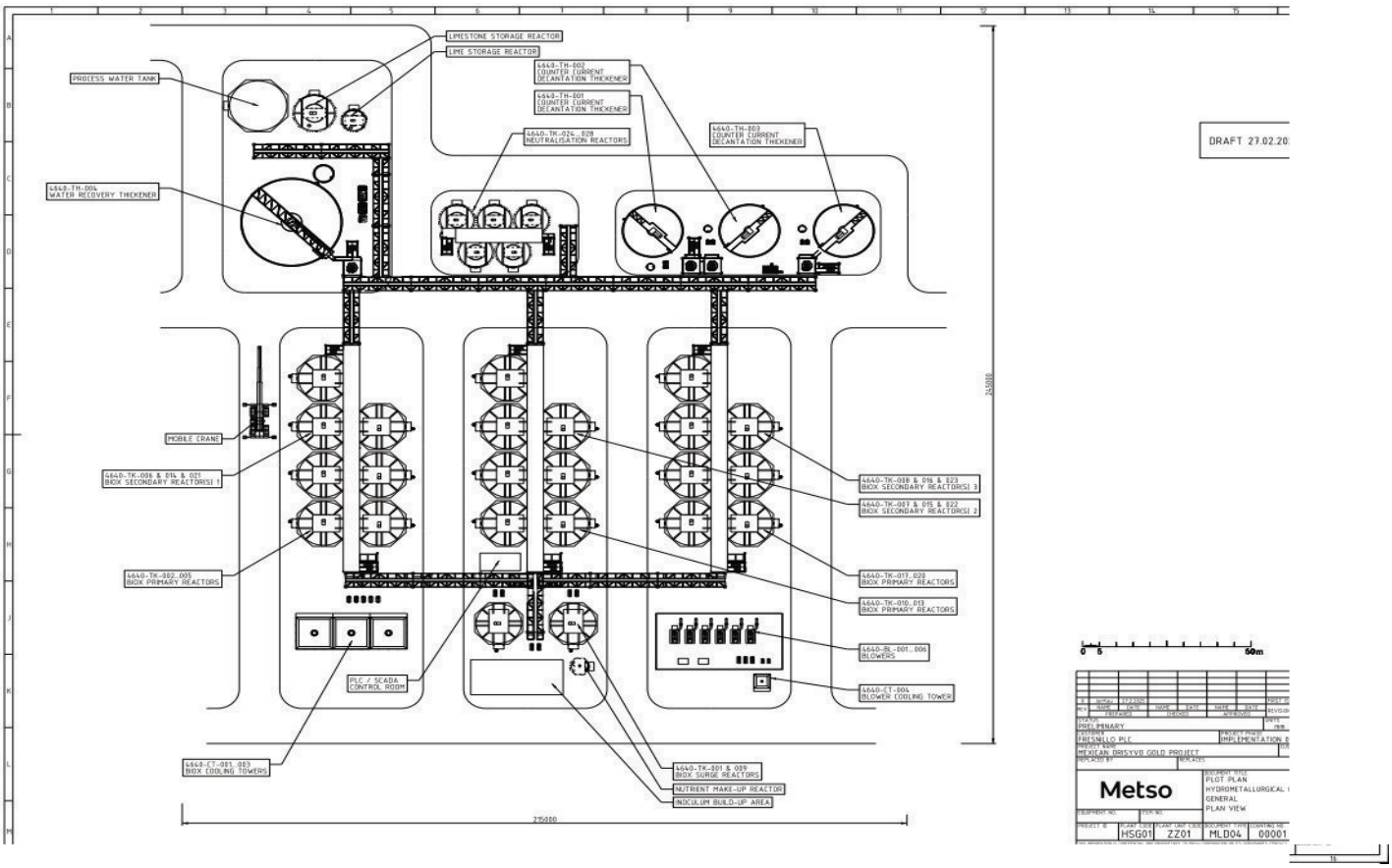


Figure 10: Basic Orisyvo Plot Plan (21 BIOX Reactors)

Conclusions

Commencing in 2019, Fresnillo undertook a structured and rigorous project development framework to assess the suitability of Metso's BIOX technology as a possible solution to enhance gold recovery for its Orisyvo refractory project.

Both batch and piloting experimental work have been successful and concentrate samples are amenable to biooxidation process.

Metso continues to partner and support Fresnillo in the assessment and development of the Orisyvo project. The same process and technology are being applied to other potential refractory gold ores.

References

[1] Fresnillo PLC corporate website (11 June 2025).

[2] Fresnillo PLC 2024 annual report.

APLICACIÓN DE PROCESOS METALÚRGICOS PARA LA EXTRACCIÓN Y RECUPERACIÓN DE METALES A PARTIR DE ESCORIAS DE FUSIÓN

R. Martinez Peñuñuri*[1]; J. L. Valenzuela Garcia[3]; H.J. Díaz Galaviz[2]; J. R. Parga Torres[3]

[1] Universidad de Sonora, Departamento de Ingeniería Química y Metalurgia
[2] Laboratorio Tecnológico de Metalurgia LTM, Corporativo Sonora Naturals
[3] Tecnológico Nacional de México, Instituto Tecnológico de Saltillo, Departamento de Posgrado e Investigación
rodrigo.mtzpenunuri@gmail.com

Resumen.

Las escorias de fusión abandonadas, remanentes de antiguos procesos metalúrgicos, contienen concentraciones significativas de metales pesados tóxicos, como plomo, arsénico y cadmio. Estos elementos pueden movilizarse mediante la acción del viento, en forma de partículas finas, o por filtración, afectando cuerpos de agua superficiales y subterráneos, incluyendo mantos freáticos. Esta dispersión representa un riesgo ambiental considerable para los ecosistemas circundantes, así como para la salud humana. No obstante, dichas escorias también albergan metales de valor económico, tales como oro, plata, zinc e incluso plomo en formas potencialmente recuperables. En este contexto, la presente investigación tiene como objetivo principal la remediación del área impactada, buscando generar beneficios sociales y ambientales mediante la recuperación selectiva de estos elementos. Para ello, se emplea el diseño experimental Taguchi, con el fin de estructurar y optimizar los parámetros involucrados en los procesos termodinámicos y cinéticos propios de la metalurgia extractiva. En estudios preliminares, se han obtenido resultados promisorios, incluyendo una recuperación del 14.18% de plomo libre mediante concentración gravimétrica, así como eficiencias de lixiviación de zinc de 80.07% bajo condiciones atmosféricas y de hasta 92.75% en ambientes intensificados con ácido sulfúrico. Adicionalmente, se logró una eficiencia de extracción por solventes de zinc del 93%.

Palabras clave: Procesamiento de Escorias, Lixiviación Ácida, Extracción por Solventes de Zinc.

Abstract.

Abandoned smelting slags, remnants of historical metallurgical processes, contain significant concentrations of toxic heavy metals such as lead, arsenic, and cadmium. These elements can be mobilized through wind action in the form of fine particles or filtration, thereby contaminating surface and groundwater bodies, including aquifers. This dispersion poses a considerable environmental risk to surrounding ecosystems as well as to human health. Nevertheless, these slags also contain economically valuable metals such as gold, silver, zinc, and even lead, in potentially recoverable forms. In this context, the primary objective of the present research is the remediation of the impacted area, aiming to generate social and environmental benefits through the selective recovery of these elements. To achieve this, the Taguchi experimental design is employed to structure and optimize the parameters involved in the thermodynamic and kinetic processes of extractive metallurgy. Preliminary studies have yielded promising results, including a 14.18% recovery of free lead via gravity concentration, and zinc leaching efficiencies of 80.07% under atmospheric conditions and up to 92.75% under intensified conditions using sulfuric acid. Additionally, zinc solvent extraction achieved an efficiency of 93%.

Keywords: Slag Processing, Acid Leaching, Zinc Solvent Extraction.

1. INTRODUCCIÓN

México cuenta con una larga tradición minera y metalúrgica, con una concentración histórica de operaciones en las regiones centro

y norte del país. Durante gran parte del auge de estas actividades, la ausencia o la aplicación deficiente de normativas ambientales generó una gestión inadecuada de los residuos derivados de los procesos extractivos. Entre estos, las escorias de fusión representan un subproducto sólido de especial preocupación, ya que suelen contener concentraciones significativas de metales pesados tóxicos como plomo (Pb), arsénico (As) y cadmio (Cd), así como elementos de valor económico como plata (Ag), zinc (Zn) y oro (Au).

Estas escorias, al ser dispuestas sin control técnico, han dado lugar a pasivos ambientales con efectos prolongados en los ecosistemas circundantes y en la salud humana. Sitios como Ávalos (Chihuahua), Morales (San Luis Potosí) y Cedral (San Luis Potosí) son ejemplos de la persistencia de estos residuos, los cuales continúan liberando contaminantes a través del arrastre eólico o la filtración hacia cuerpos de agua superficiales y subterráneos.

Sin embargo, estas mismas escorias representan también una fuente secundaria de metales, con el potencial de ser revalorizadas mediante tecnologías de procesamiento metalúrgico adecuadas. En este contexto, la presente investigación tiene como objetivo desarrollar un esquema de tratamiento metalúrgico integral que permita:

- Mitigar los impactos ambientales derivados de la disposición de escorias históricas;
- Recuperar de manera selectiva metales de interés económico (Pb, Zn, Ag, Au);
- Sentar las bases para el aprovechamiento sostenible de pasivos industriales.

El enfoque metodológico combina técnicas de concentración gravimétrica, lixiviación ácida y extracción por solventes, integradas y optimizadas mediante un diseño experimental tipo Taguchi, el cual permite evaluar y ajustar parámetros críticos de operación con base en análisis termodinámicos y cinéticos. Esta estrategia busca maximizar la eficiencia de recuperación, minimizar el consumo de reactivos y asegurar la viabilidad del proceso en términos ambientales y económicos.

2. METODOLOGÍA

El presente estudio se desarrolló mediante una metodología experimental estructurada en fases sucesivas, las cuales integran tanto la caracterización físico-química de las escorias de fusión como la aplicación y evaluación de diferentes técnicas metalúrgicas para la recuperación de metales de valor y la mitigación de su impacto ambiental.

En primer lugar, se realizó una revisión exhaustiva de la literatura científica y técnica reciente, con el objetivo de fundamentar las hipótesis de trabajo relacionadas con el tratamiento de escorias de fusión mediante tecnologías de concentración, lixiviación y extracción por solventes. Este análisis permitió identificar procedimientos aplicables a materiales de composición y origen similar, y establecer parámetros de comparación con estudios previos relevantes (Habib et al., 2019; Kolbadinejad & Ghaemi, 2024; Pérez-Garibay et al., 2012).

Posteriormente, se llevó a cabo la caracterización inicial de la escoria, seleccionando una muestra representativa de escoria de fusión. El material fue pulverizado para permitir su análisis a diferentes escalas. La caracterización incluyó estudios por microscopía electrónica de barrido (MEB) para el análisis morfológico y mineralógico, difracción de rayos X (DRX) para la identificación de fases cristalinas, ensaye a fuego (EF) para la determinación cuantitativa de oro y plata, y espectroscopía de emisión óptica con plasma acoplado inductivamente (ICP-OES) para cuantificar los elementos metálicos de interés (Zn, Pb, Cu, Ag, Au) así como contaminantes relevantes.

Una vez caracterizado el material, se procedió a la calibración del proceso de molienda, con el fin de alcanzar un tamaño de partícula de P80 74 μm (equivalente a malla 200). Esta variable es crítica para las etapas subsecuentes de concentración y lixiviación. Con el material reducido al tamaño requerido, se evaluó la concentración gravimétrica utilizando un concentrador centrífugo tipo KNELSON. Esta etapa permitió estimar el porcentaje de metales libres recuperables sin necesidad de procesos químicos intensivos.

Posteriormente, se llevaron a cabo pruebas de lixiviación dinámica en botella, (80% < 74 µm) durante un tiempo de agitación de 72 horas bajo condiciones atmosféricas, con el propósito de determinar las tasas de extracción de los metales en condiciones moderadas. En paralelo, se realizaron pruebas de lixiviación intensiva en autoclave, bajo condiciones controladas de presión y temperatura, durante 2 horas, para evaluar la recuperación en ambientes más agresivos y su comparación con la lixiviación atmosférica.

La extracción por solventes fue abordada en dos fases. En primer lugar, se diseñó el procedimiento mediante la aplicación del diseño experimental de Taguchi, el cual permite optimizar variables operativas en presencia de factores de ruido, aumentando la estabilidad y reproducibilidad del proceso (Taguchi et al., 2005). Este enfoque es especialmente útil en sistemas complejos donde las condiciones de operación pueden variar significativamente en función del entorno industrial.

Finalmente, se aplicaron pruebas de extracción por solventes sobre las soluciones acuosas obtenidas tras la lixiviación con ácido sulfúrico. Se utilizaron dos agentes extractantes principales: ácido di-(2-etilhexil) fosfórico (DEHPA) y Cyanex 272, ambos ampliamente documentados por su eficacia en la separación selectiva de metales en medios ácidos (Ali, et al., 2005; Rydberg et al., 2004).

3. RESULTADOS

La caracterización inicial de la escoria se realizó con técnicas de análisis complementarias, en la figura 1 se observa el material, la sección pulida y la micrografías. Las observaciones metalográficas bajo luz reflejada revelaron la presencia de microesferas metálicas de 40–80 µm de diámetro, con altos contenidos de plomo metálico (>80%), frecuentemente asociadas con otros elementos como As, Sb, Cu y Fe. Algunas microesferas exhibieron inclusiones menores de plata y oro, lo que sugiere afinidad química entre estos metales.

El análisis SEM-EDS confirmó que el Zn se encuentra principalmente en forma de sulfuros, particularmente esfalerita rica en hierro (24–44% Zn), así como en sulfuros de cobre y hierro (4–10% Zn), óxidos de hierro tipo magnetita (3–11% Zn) y, en menor proporción, disperso en la matriz vítrea de la escoria (1–10% Zn), en forma de microinclusiones de difícil liberación, como se observa en la figura 2.

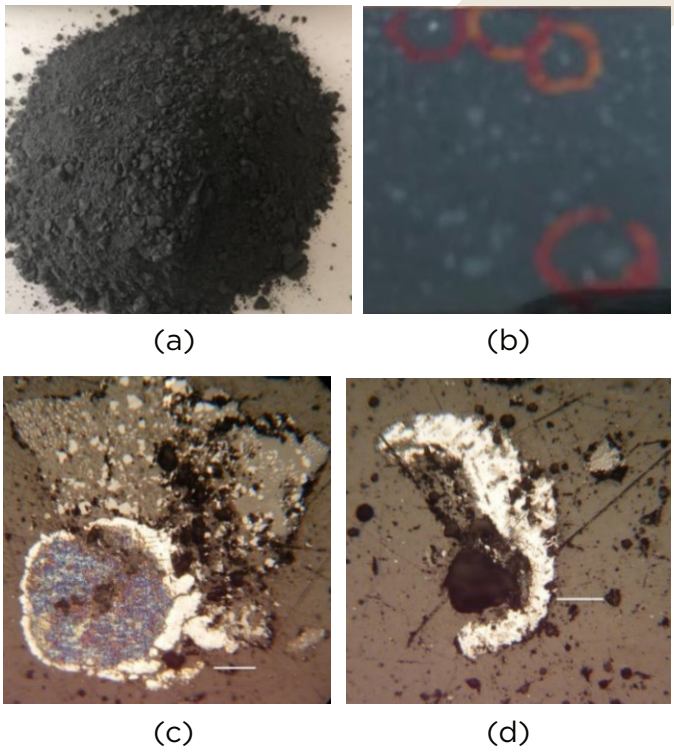


Figura 1. Caracterización por microscopía con luz reflejada de la escoria: (a) Muestra de escoria con tamaño de partícula 2 mm, (b) Sección pulida estudiada, (c) Fotomicrografía en luz reflejada escala representa 0.125 mm; (d) Fotomicrografía en luz reflejada con numerosas micro inclusiones

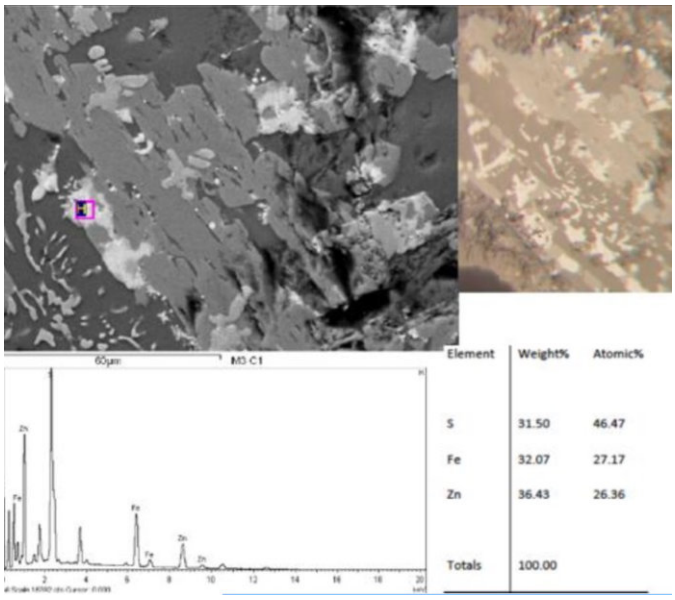


Figura 2. Imagen al SEM-EDS en electrones retrodispersados de esfalerita rica en Fe, espectro EDS y composición en el punto indicado. Arriba derecha, fotomicrografía al microscopio mineragráfico, luz reflejada.

El análisis multielemental por ICP-OES (Tabla 1) mostró concentraciones apreciables de Zn (7.43%), Pb (1.20%), y Ag (35.97 ppm). Se identificaron también niveles relevantes de As, Cd, Sb y Mo, elementos de interés tanto por su toxicidad ambiental como por su valor potencial.

Tabla 1. Análisis multielemental por ICP-OES de las escorias de fusión

ID Muestra		Escoria	ID Muestra		Escoria	ID Muestra		Escoria
Elemento	Unidad		Elemento	Unidad		Elemento	Unidad	
Al	%	2.128	K	%	0.462	Sr	PPM	609.588
As	PPM	561.76	La	PPM	7.124	V	PPM	166.59
Be	PPM	4.426	Mg	%	0.356	Zn	%	7.433
Bi	PPM	36.408	Mn	%	0.7815	Ag	PPM	35.966
Ca	%	17.745	Na	%	0.399	Mo	PPM	144.059
Cd	PPM	15.767	Ni	PPM	35.338	Sb	PPM	37.022
Co	PPM	36.739	P	%	0.026	Sn	PPM	176.53
Cu	%	0.171	Pb	%	1.197	W	PPM	10.879
Fe	%	25.866	Sc	PPM	2.399	S	%	1.877

La figura 3 muestra la calibración de molienda realizada para obtener la reducción del tamaño de partícula requerido para este estudio.

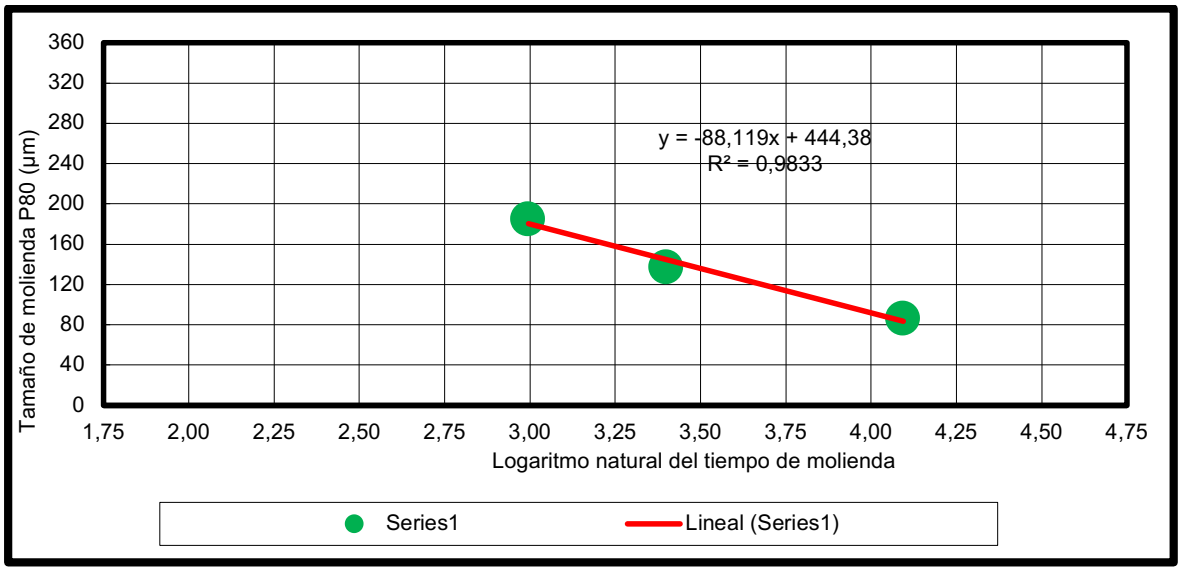


Figura 2. Gráfico de calibración de molienda para lograr el tamaño de partícula P_{80} 74 micras para la escoria de fusión.

La recuperación preliminar de plomo y zinc con seguimiento a oro y plata por concentración gravimétrica por Concentrador Centrifugo Knelson evalúo el tamaño de molienda determinados de la calibración de aproximadamente 80% menos 74 µm (Malla 200).

Tabla 2. Recuperación de Pb-Zn/ Au-Ag por Concentración Gravimétrica

Tamaño de Partícula		P80 200# (74 micras)		
Producto Metalúrgico		Conc. de Batea	Medios	Relaves
Pb	Ensaye (%)	13.372	1.614	1.159
	Distribución (%)	14.18	6.18	79.64
Zn	Ensaye (%)	7.161	7.505	8.103
	Distribución (%)	1.28	4.84	93.88
Au	Ensaye (g/t)	1.66	0.15	0.00
Ag	Ensaye (g/t)	826	90	20

- El Pb en partículas metálicas en forma de microesferas de un tamaño entre 40 – 80 μm, ya sea de composición superior a 80 % de Pb, o bien en aleaciones metálicas que involucran también As, Sb, Cu y Fe, ha logrado un efecto positivo.
- El Zinc no tuvo un comportamiento satisfactorio para la concentración gravimétrica tanto en valores de recuperación como en valores de tenor de concentración de este metal.
- La recuperación de los metales preciosos no cuenta con una correlación de cabeza calculada y ensayada aceptables dada la ocurrencia como partícula libre de oro en la escoria de fusión.
- La hipótesis de la presencia de oro y plata asociada a las partículas metálicas en forma de microesferas de un tamaño entre 40 – 80 μm de plomo caracterizadas por MEB se sostiene dada la afinidad química de plomo por los metales preciosos, lo cual se logra observar en el ensaye a fuego con uso de litargirio (PbO), donde a través de la reacción de oxido-reducción durante la fusión del mineral, el Pb metálico colecta por afinidad química al oro.

Las pruebas realizadas de lixiviación con H_2SO_4 en Autoclave y lixiviación H_2SO_4 dinámica en botella, logro extracción de Zn de 80.07% en condiciones ambientas, y 92.75% en condiciones óptimas de lixiviación intensiva, como se muestra en la tabla 3. No hay un extracción efectiva para Pb, Au y Ag en este proceso.

Tabla 3. Extracción de Zinc y consumo de H_2SO_4

Identificación del Compósito	Cabeza Ensayada (%)	Cabeza calculada (%)	Extracción (%)	Consumo Total H_2SO_4		Consumo por ganga de H_2SO_4	
	Zn	Zn	Zn	kg/t	Kg/kg Zn	kg/t	Kg/kg Zn
PB1 200# RK	7.15	8.04	80.07	1488.86	23.12	1392.24	21.62
LI10 200# RK	11.340	11.410	92.75	2133.30	20.16	1974.54	18.66

Dosificación de 55 g/L de ácido sulfúrico y 15% de sólidos. Se obtuvo un porcentaje de extracción aceptable, como se muestra en la tabla 3. El consumo de ácido sulfúrico es considerablemente alto, debido a los componentes de la escoria y su reactividad, con la generación de sulfato de calcio.

Las soluciones acidificadas generadas en la etapa de lixiviación en botella se utilizaron para realizar análisis de extracción por solventes en embudos de separación, utilizando el extractante apropiado de acuerdo a la caracterización

del medio acuoso resultante de la lixiviación con ácido sulfúrico. El proceso de recuperación con el método de extracción por solventes de Zn es satisfactorio. El proceso de oxidación de hierro ferroso a hierro férrico, y posteriores operaciones de precipitación son indispensables para la extracción por solventes satisfactoria.

Con Cyanex 272, destacan los siguientes puntos:

- Existe una mayor selectividad de este reactivo sobre elementos contaminantes como Ca y Fe.
- Las condiciones de relación orgánico-acuoso (O:A) de 0.33 arrojaron los mejores resultados, con 94.24% de recuperación de Zn con Cyanex 272.
- Con DEPHA, destacan los siguientes puntos:
- Las condiciones de relación orgánico-acuoso (O:A) de 2.0 arrojaron los mejores resultados, con 95.30% de recuperación de Zn con DEPHA.

4. CONCLUSIONES

Los resultados obtenidos en esta primera fase de investigación demuestran la viabilidad técnica de aplicar un esquema metalúrgico secuencial —basado en concentración gravimétrica, lixiviación ácida y extracción por solventes— para el tratamiento de escorias de fusión con contenido metálico residual.

1. Concentración gravimétrica mediante un concentrador centrífugo tipo Knelson permitió la recuperación efectiva de fracciones libres de plomo (14.18%) y plata (39.22%), con leyes metalúrgicas favorables (13.372% Pb y 826 g/t Ag). No se logró una recuperación significativa de zinc, lo que sugiere que este metal se encuentra encapsulado o asociado a fases no densas.
2. La lixiviación dinámica en condiciones atmosféricas (72 h, 55 g/L H_2SO_4, 15% sólidos) demostró ser efectiva para la extracción de zinc, con eficiencias del 80.07%, mientras que bajo condiciones intensificadas (autoclave, 2 h) se alcanzó una extracción de hasta 92.75%. No obstante, el alto consumo de ácido sulfúrico (hasta 2133.3 kg/t) constituye una limitante que debe ser abordada mediante técnicas de pretratamiento o neutralización selectiva de matrices ricas en Ca y Fe.
3. La extracción por solventes (SX) sobre soluciones lixiviadas resultó altamente eficiente. Se obtuvieron recuperaciones de 94.24% con Cyanex 272 y 95.30% con DEHPA, destacando la necesidad de una etapa previa de oxidación de hierro ferroso a férrico y su posterior precipitación para evitar interferencias con el extractante. Las condiciones óptimas de relación orgánico-acuoso fueron 0.33 para Cyanex 272 y 2.0 para DEHPA, respectivamente.
4. La combinación de estas etapas permite alcanzar recuperaciones globales cercanas al 88.4% para zinc, mientras que la recuperación de plomo y plata está limitada a sus formas libres, lo que sugiere la necesidad de estudiar tecnologías adicionales para la recuperación de metales residuales, como lixiviación oxidante, clorada o tratamientos pirometalúrgicos secundarios.

En conjunto, este trabajo demuestra que el tratamiento de escorias históricas no solo es viable desde el punto de vista técnico, sino que también representa una oportunidad para la remediación ambiental y la recuperación de metales valiosos desde pasivos minero-metalúrgicos. Esta estrategia promueve un enfoque de minería secundaria sustentable, con implicaciones positivas tanto en lo ambiental como en lo económico y social.

Se recomienda, como siguiente etapa, la optimización a nivel piloto del esquema propuesto, así como una evaluación económica preliminar, que considere el costo de reactivos, energía, manejo de residuos y valorización de productos recuperados.

AGRADECIMIENTOS

Gracias a la Universidad de Sonora, Laboratorio Tecnológico de Metalurgia LTM del Corporativo Sonora Naturals y al Tecnológico Nacional de México, Instituto Tecnológico de Saltillo.

REFERENCIAS

Habib, A., Bhatti, H. N., & Iqbal, M. (2019). Metallurgical Processing Strategies for Metals Recovery from Industrial Slags. Zeits-

chrift Für Physikalische Chemie, 234(2), 201–231.

Zhang, Y., & Peng, S. (2020). Optimization of acid leaching parameters for zinc and lead recovery from industrial slags. Hydrometallurgy Advances, 7(2), 89–102.

Pérez-Garibay, R., Martínez-Jiménez, J., Uribe-Salas, A., & Martínez-Luévanos, A. (2012). Comparative Study between D2EHPA and Cyanex 272 as Extractants of Mn(II) from a Leached Liquor Produced by Reductive Leaching of a Pyrolusite Ore with SO2; Engineering, 04(09), 526–531

Taguchi, G., Chowdhury, S., & Wu, Y. J. (2005). Taguchi's Quality Engineering Handbook. Wiley-Interscience. (Edición en inglés del enfoque estadístico para diseño robusto de procesos.)

Ali, A., Ahmad, I., & Daoud, J. (2005). CYANEX 272 for the extraction and recovery of zinc from aqueous waste solution using a mixer-settler unit. Separation and Purification Technology, 47(3), 135–140.

Rydberg, J., Cox, M., Musikas, C., & Choppin, G. R. (2004). Solvent extraction principles and practice (3rd ed.). Marcel Dekker.

Inyección de Microburbujas para Recuperación de Partículas Finas de Molibdeno en Banco Agotativo de Flotación Primaria de Separación Cu–Mo

Raúl Piñeyro Félix[1],
Carlos Alejandro Gámez Magallanes[1],
Raúl Ríos Alcaráz[1],
Jesus Gonzalez Gonzalez[1],
Francisco Eliezer Castillo Yepiz[1],
Ángel Mendoza Lizárraga[1],
Tracy Omar Whitaker[1]

[1] Planta Concentradora – Minera Mexico – Unidad La Caridad.
Email: raul.pineyro@mm.gmexico.com

Resumen

La recuperación eficiente de molibdeno en circuitos de flotación representa un desafío creciente, especialmente ante la presencia de partículas finas y cambios mineralógicos en el mineral de alimentación. En la planta de molibdeno de Nacozari de García, Sonora, se implementó un sistema de inyección de microburbujas en las celdas de banco agotativo de flotación primaria, con el objetivo de mejorar la recuperación de molibdeno, particularmente en la fracción menor a 37 micras. La estrategia consistió en evaluar el impacto de la inyección de microburbujas sobre la estabilidad operativa de las celdas y su efecto en la eficiencia metalúrgica. Se realizaron pruebas comparativas antes y después de la implementación, recolectando muestras de concentrado y colas para análisis y balances metalúrgicos. Los resultados mostraron un incremento promedio de 1.75 puntos porcentuales en la recuperación de molibdeno, con mejoras significativas en varios rangos operativos de ley de molibdeno en la alimentación a planta. La tecnología demostró ser efectiva, de fácil instalación y adaptable a distintos tipos de celdas, representando una alternativa viable para optimizar la recuperación de valores en circuitos convencionales de flotación.

Introducción

El molibdeno es un metal estratégico ampliamente utilizado en la fabricación de aceros especiales, aleaciones resistentes a la corrosión, componentes aeroespaciales, equipos para la industria energética y tecnologías limpias como paneles solares y turbinas eólicas. Su demanda global continúa en ascenso, impulsada por sectores como la construcción, automotriz, petróleo y gas, y energías renovables. En 2025, se estima que el mercado mundial del molibdeno alcanzará un volumen de 317 mil toneladas, con una tasa de crecimiento anual compuesta (CAGR) del 4.19% hasta 2030 (Mordor Intelligence, 2025).

México ocupa un lugar destacado en la producción mundial de molibdeno, posicionándose en 2023 como el quinto mayor productor global, con una participación del 5.7% del total mundial (CAMIMEX, 2024). Esta producción se concentra principalmente en el estado de Sonora, donde Grupo México desempeña un papel clave a través de su operación en el distrito minero de Nacozari, consolidándose como uno de los principales actores en la extracción y exportación de este metal. En 2024, Sonora generó ventas internacionales por más de 700 millones de dólares, representando casi la totalidad de las exportaciones mexicanas de molibdeno (Secretaría de Economía, 2024). En este contexto de creciente demanda y valorización del molibdeno, por lo cual su recuperación adquiere una relevancia crítica para las operaciones minero-metalúrgicas.

Producción de molibdeno

En la unidad minera de la Caridad ubicada en Nacozari de García, uno de los principales desafíos es la recuperación eficiente de molibdeno ya que este metal se obtiene como subproducto, siendo el cobre el mineral de interés económico primario. Es así como, la recuperación de molibdeno depende directamente del diseño y operación del proceso de beneficio del cobre.

Dado que el objetivo principal es maximizar la recuperación de cobre, las estrategias metalúrgicas aplicadas están orientadas a

este metal. Sin embargo, debido a ciertas similitudes en el comportamiento en la flotación del cobre y molibdeno, se han logrado recuperar ambos metales en un concentrado bulk, que posteriormente es tratado para su separación en la planta de molibdeno.

El proceso de separación del concentrado bulk consiste en una cuidadosa selección de reactivos y condiciones operativas para deprimir cobre y flotar molibdeno, que permita mantener su selectividad. Esto es especialmente importante considerando que la relación de leyes entre cobre y molibdeno suele ser muy alta, con valores que pueden variar desde 10:1 hasta más de 20:1 a favor del cobre. Esta disparidad implica que los reactivos deben ser lo suficientemente específicos para favorecer la depresión del cobre sin penalizar la recuperación del molibdeno.

Durante los últimos años, la planta de molibdeno ha presentado mayores retos operativos que han afectado la recuperación metalúrgica de molibdeno, particularmente en la flotación primaria de la separación, donde se realiza la separación del concentrado bulk de cobre y molibdeno (Figura 1). A pesar de múltiples esfuerzos por parte de las áreas de operación y control metalúrgico (ajustes en reactivos, tiempos de residencia y condiciones de aireación), las pérdidas de molibdeno han persistido, especialmente en la fracción de partículas finas menores a 37 micras.

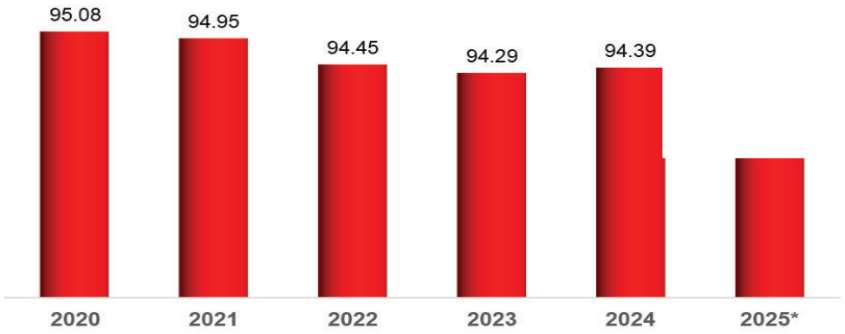


Figura 1. Recuperación anual de molibdeno en planta de molibdeno. 2025* Resultados obtenidos con inyectores de microburbujas.

Estudios granulométricos y balances metalúrgicos han demostrado que estas partículas finas presentan una baja probabilidad de colisión y adhesión con las burbujas convencionales utilizadas en flotación, lo que limita su recuperación (Figura 2). Este fenómeno se ve agravado por la baja energía cinética de las partículas finas y su tendencia a permanecer en suspensión sin interactuar eficazmente con las burbujas de aire (Reyes Bahena, 2011).

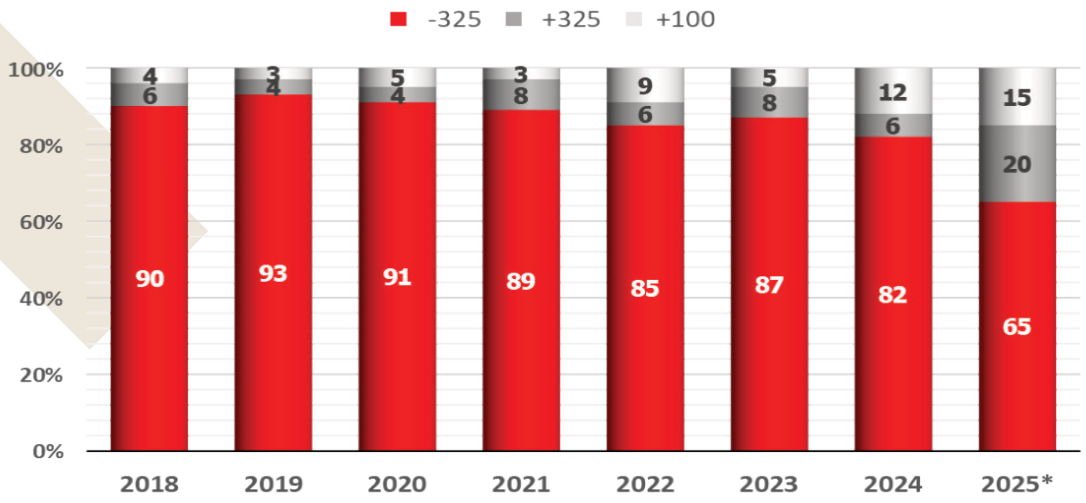


Figura 2. Distribución granulométrica en cola primaria de planta de molibdeno. Fracciones -325 (<37 micras), +325 (de 37 a 105 micras), +100 (>105 micras).

Adicionalmente, la mineralogía del mineral de alimentado a planta concentradora ha cambiado significativamente en los últimos años (Figura 3). La presencia creciente de cobre secundario ha generado una mayor complejidad en la separación Cu-Mo, debido a la mayor flotabilidad del cobre, lo que reduce la selectividad del proceso y favorece la pérdida de molibdeno (López Valdivieso, 2015).

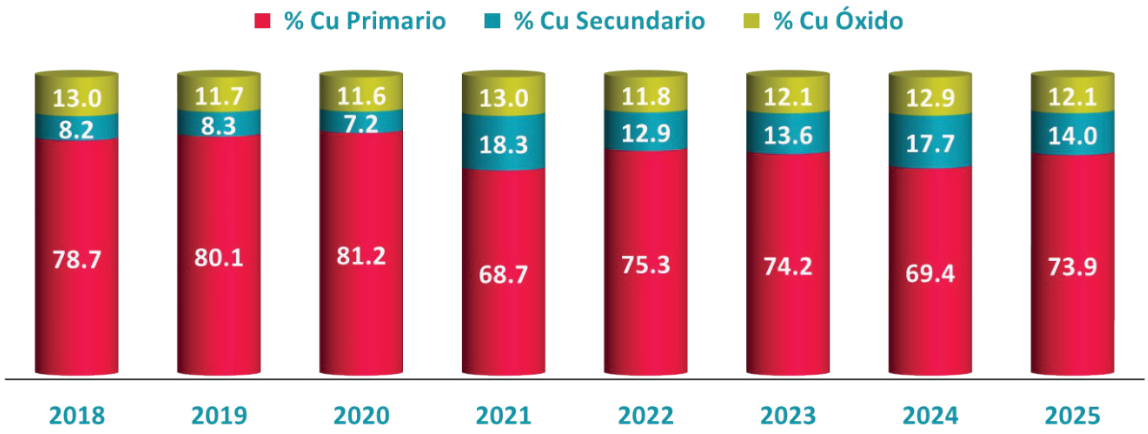


Figura 3. Gráfica de distribución de cobre en alimentación a planta concentradora

Ante este escenario, se identificó la necesidad de incorporar una tecnología que permitiera mejorar la interacción entre las partículas finas de molibdeno y las burbujas de aire. La implementación de inyectores de microburbujas de aire surge como una solución innovadora, ya que estas burbujas, con diámetros típicamente menores a 50 micras, presentan una mayor área superficial y una velocidad de ascenso más baja, lo que incrementa la probabilidad de captura de partículas finas.

La literatura técnica respalda el uso de microburbujas como una herramienta eficaz para mejorar la recuperación de minerales finos, al aumentar la eficiencia de colisión y adhesión, y al favorecer la formación de agregados burbuja-partícula más estables (Ma, Zhang & Tao, 2022). Además, su implementación no requiere modificaciones estructurales significativas en las celdas existentes, lo que facilita su integración operativa. Casos recientes han demostrado mejoras sustanciales en

la recuperación de valores metálicos mediante esta tecnología en circuitos de flotación convencionales (Leaños, Valenzuela & López, 2023).

Metodología

La prueba industrial en planta de molibdeno consistió en la implementación de inyectores de microburbujas de aire provisionales que replican el comportamiento hidráulico de un slamjet en la etapa agotativa del banco primario. Esta etapa es crítica para la separación del concentrado bulk de cobre y molibdeno, y representa el último punto de recuperación de molibdeno antes de enviar las colas a espesador de concentrado de cobre.

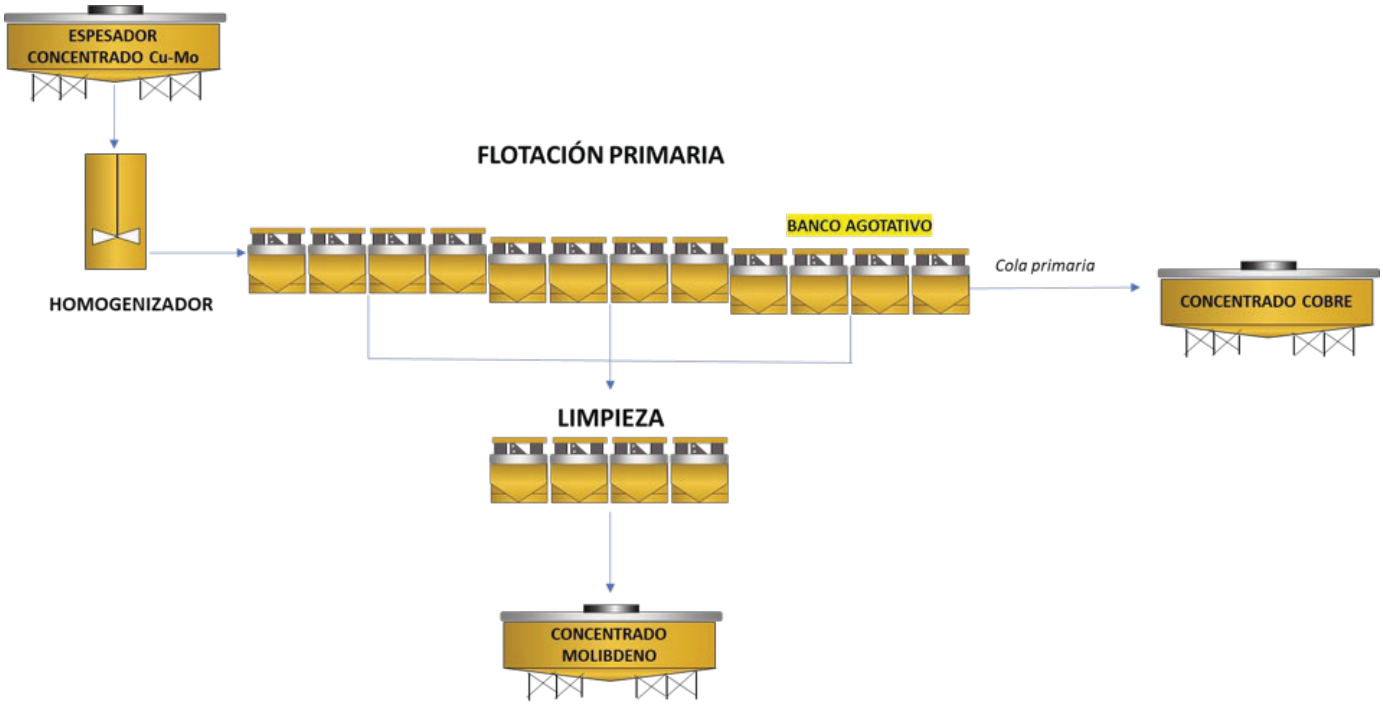


Figura 4. Diagrama de flujo por etapas de planta molibdeno donde se realiza la separación del concentrado bulk Cu-Mo proveniente de planta concentradora.

El objetivo principal fue evaluar el beneficio de introducir un nuevo flujo de aire en forma de microburbujas en celdas convencionales, sin comprometer la estabilidad operativa de las celdas. Esto permitió evaluar el impacto en la recuperación de molibdeno en condiciones reales de operación y establecer el número óptimo de inyectores requeridos, minimizando las perforaciones necesarias en la estructura de las celdas.

La figura 5 muestra es un esquema de una celda de aire forzado equipada con el soporte provisional y la boquilla de los inyectores de microburbujas. El diseño del sistema es versátil, permitiendo su instalación en celdas de aire forzado o auto aspiradas, de tipo tanque o cuadradas, con fondo plano o en “U”. Esta flexibilidad facilitó la comparación de resultados antes y después de la implementación, bajo condiciones operativas constantes.

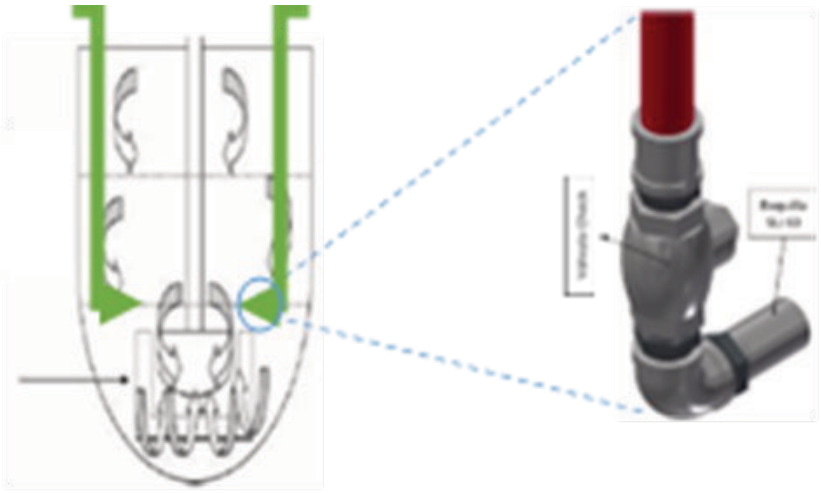


Figura 5. Instalación del sistema provisional de inyección de aire.

Para asegurar la instalación y la estabilidad del sistema, los soportes y tubos fueron soldados a la estructura de las celdas, evitando desplazamientos por la turbulencia interna. Las boquillas fueron orientadas hacia el mecanismo central de agitación para maximizar la dispersión de microburbujas.

El sistema de aire comprimido se distribuyó mediante mangueras flexibles a un total de 8 celdas, instalando 2 inyectores por celda (exceptuando las primeras 4). La Figura 6 ilustra el ramal de distribución de aire, con un regulador de presión.

Figura 6. Distribución de aire del sistema provisional de inyectores en celdas de flotación.

El sistema de inyectores de aire fue desarrollado para generar burbujas finas de aire en columnas de flotación u otros equipos que requieren difusión de aire o transferencia de masa (Wongsuchoto, Charinpanitkul & Pavasant, 2003). Su diseño robusto, de bajo mantenimiento y fácil limpieza, permite su retiro para inspección sin detener la operación de la celda. Además, cuenta con un sistema de seguridad que cierra automáticamente la válvula interna (Rod Tip) en caso de pérdida de presión, evitando el ingreso de pulpa al inyector (EFD, 2019).

La evaluación consistió en comparar los resultados metalúrgicos antes y después de la apertura del aire a los inyectores en las celdas agotativas de banco primario. Se tomaron muestras de concentrados agotativos y colas finales, las cuales fueron ensayadas para realizar balances metalúrgicos y calcular las recuperaciones de molibdeno. Esta metodología permitió cuantificar el impacto directo de la inyección de microburbujas en la eficiencia del circuito.

Resultados

Para realizar una comparación representativa del desempeño de los inyectores de microburbujas en el banco agotativo de flotación primaria de la planta de molibdeno, se agruparon los datos de ley de molibdeno en colas y recuperación de molibdeno en función de distintos niveles de ley de cabeza en la alimentación a la planta de separación cobre-molibdeno. Esta agrupación permitió contrastar los resultados obtenidos durante el periodo de prueba, comprendido entre el 24 de enero y el 11 de mayo de 2025, con la estadística operativa correspondiente al año 2024. Las muestras recolectadas correspondieron a colas primarias del banco agotativo, las cuales fueron sometidas a análisis químicos para determinar la recuperación de molibdeno.

La gráfica muestra la recuperación porcentual de molibdeno en distintos rangos de operación (Figura 7), comparando dos condiciones: Pba (operación con inyector) y Std (operación sin inyector). En el eje vertical se representa la recuperación de molibdeno (%), mientras que en el eje horizontal se agrupan los datos por rangos de ley de cabeza de molibdeno.

Cada rango presenta dos distribuciones de datos mediante diagramas de caja, lo que permite visualizar la dispersión, media y valores atípicos de la recuperación en cada condición. La línea punteada horizontal indica la media general de recuperación, que corresponde a 92.78%.

Los resultados muestran que, en la mayoría de los rangos de cabeza de molibdeno, la condición Pba presenta una media de recuperación superior a la condición Std, lo que sugiere un impacto positivo de la inyección de microburbujas en la eficiencia del proceso. Este efecto es particularmente notable en los rangos intermedios (por ejemplo, 4.62–5.43 y 5.43–6.24% de molibdeno en alimentación a planta de separación), donde se observa una mayor consistencia y menor dispersión en los valores de recuperación bajo operación con inyectores.

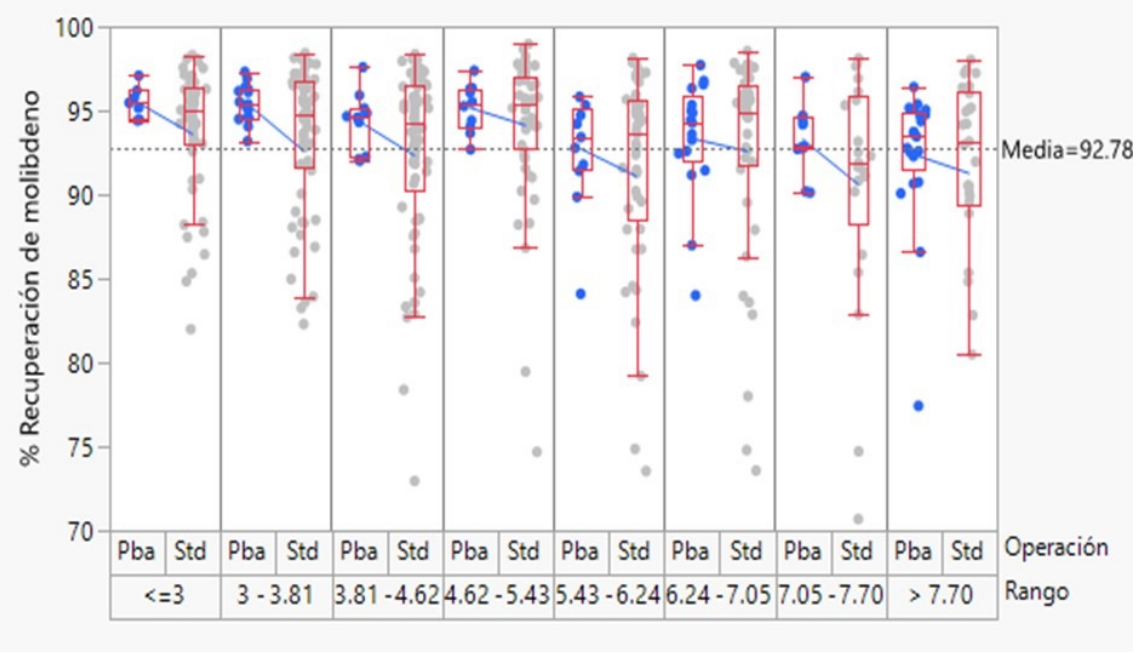


Figura 7. Gráfico comparativo de recuperación de molibdeno por rango de ley de cabeza de molibdeno a planta molibdeno con inyección de microburbujas (Pba) y sin inyección de microburbujas (Std).

La tabla 1 muestra un resumen de la recuperación promedio de molibdeno para las dos condiciones antes mencionadas. Para cada rango, se muestra el porcentaje promedio de recuperación, así como la diferencia entre ellas.

Tabla 1. Comparativo de recuperación de molibdeno (%) entre operación con inyectores (Pba) y sin inyectores (Std) por rango operación de ley de molibdeno en cabeza a planta de molibdeno.

Resumen de variabilidad de % recuperación de molibdeno			
	Pba	Std	Diferencia
Rango[<=3]	95.50	93.59	1.91
Rango[3 - 3.81]	95.37	92.60	2.77
Rango[3.81 - 4.62]	94.36	92.33	2.03
Rango[4.62 - 5.43]	95.17	94.12	1.05
Rango[5.43 - 6.24]	92.72	91.09	1.63
Rango[6.24 - 7.05]	93.34	92.58	0.76
Rango[7.05 - 7.70]	**93.29**	**90.60**	**2.69**
Rango[> 7.70]	**92.39**	**91.26**	**1.13**
		Promedio	1.75

Los resultados indican que, en todos los rangos evaluados, la operación con inyectores mostró una mayor recuperación de molibdeno en comparación con la operación estándar. Las diferencias más significativas se observaron en los rangos 3 – 3.81 (2.77%) y 7.05 – 7.70 (2.69%), lo que sugiere que la inyección de microburbujas tiene un impacto positivo tanto en condiciones de baja como de alta carga operativa, esta última generada por recirculaciones de proceso.

El promedio general de mejora en la recuperación fue de 1.75 puntos porcentuales, lo cual representa un beneficio técnico relevante considerando la sensibilidad económica del molibdeno y su valor estratégico.

En base a los resultados obtenidos se realizó el cálculo del beneficio económico obtenido durante 106 días el período de evaluación, el cual se presenta en la tabla 2.

Tabla 2. Cálculo de beneficio económico para cada uno de los rangos de ley de molibdeno de cabeza en la alimentación a planta de molibdeno.

Rango de Alimentación de %Mo en Bco 300ft^3	TMS Concentrado Bulk	% Mo en Concentrado Bulk	Contenido Metálico Bulk (Ton)	% Rec Cu Con Inyector	% Rec Cu Sin Inyector	Contenido Metálico Con Inyector (Ton)	Contenido Metálico Sin Inyector (Ton)	Diferencia de Contenido (Ton)	Días Operados	Contenido Metálico Recuperado (Ton)	Beneficio por rango $USD
Rango[<=3]	1189	2.186	25.99	95.50	93.59	24.82	24.33	0.496	8	3.97	$ 175,064
Rango[3 - 3.81]	1217	2.435	29.63	95.37	92.60	28.26	27.44	0.821	16	13.13	$ 578,936
Rango[3.81 - 4.62]	1180	2.549	30.08	94.36	92.33	28.38	27.77	0.611	11	6.72	$ 296,062
Rango[4.62 - 5.43]	1233	2.611	32.19	95.17	94.12	30.64	30.30	0.338	10	3.38	$ 149,005
Rango[5.43 - 6.24]	1207	2.578	31.12	92.72	91.09	28.85	28.34	0.507	12	6.09	$ 268,288
Rango[6.24 - 7.05]	1198	2.808	33.64	93.34	92.58	31.40	31.14	0.256	17	4.35	$ 191,583
Rango[7.05 - 7.70]	1254	2.716	34.06	93.29	90.60	31.77	30.86	0.916	11	10.08	$ 444,236
Rango[> 7.70]	1181	2.871	33.91	92.39	91.26	31.33	30.94	0.383	21	8.05	$ 354,668
								TOTAL	106	55.76	$ 2.457.843

Conclusiones

1. La implementación de inyectores de microburbujas en la operación del banco agotativo de flotación primaria en planta de molibdeno permitió mejorar la recuperación de molibdeno en todos los rangos operativos evaluados, con un incremento promedio de 1.75 puntos porcentuales respecto a la operación convencional sin microburbujas.
2. Los rangos operativos de 3.00–3.81 y 7.05–7.70 mostraron las mayores mejoras individuales, con incrementos de recuperación de 2.77% y 2.69%, respectivamente, lo que sugiere que la tecnología es especialmente efectiva en condiciones de baja y alta carga operativa.
3. La inyección de microburbujas no comprometió la estabilidad operativa de las celdas, siempre que se respetaran los parámetros de presión recomendados (>50 psi) y se mantuviera un control adecuado del flujo de aire por parte del operador.
4. El diseño modular y versátil de los inyectores de microburbujas facilitó su instalación en celdas, sin necesidad de modificaciones estructurales significativas, lo que representa una ventaja operativa para su escalamiento.
5. El análisis metalúrgico confirmó una mejora en la recuperación de partículas finas de molibdeno (<37 μm), lo que valida la hipótesis inicial sobre la efectividad de las microburbujas para capturar fracciones de baja flotabilidad.
6. Esta tecnología demostró ser una alternativa viable y de bajo mantenimiento para mejorar la eficiencia del circuito de flotación de molibdeno, con potencial de aplicación en otras etapas del proceso o en otros minerales con desafíos similares.

Referencias

Cámara Minera de México (CAMIMEX). (2024). México en el ranking mundial de producción minera.

EFD – Eriez Flotation Division. (2019). SlamJet™ Sparging System – Product Brochure.

López Valdivieso, A. (2015). Espumantes y tamaño de burbujas en flotación de minerales [PDF]. ResearchGate.

Ma, X., Zhang, Y., & Tao, D. (2022). Microbubble-enhanced flotation of fine particles: Mechanisms and applications. Minerals Engineering, 182, 107627.

Mordor Intelligence. (2025). Molybdenum Market - Growth, Trends, COVID-19 Impact, and Forecasts (2025 - 2030).

Reyes Bahena, J. L. (2018). Caracterización hidrodinámica en celdas de flotación. ResearchGate.

Secretaría de Economía. (2024). Minerales de molibdeno y sus concentrados. Data México.

Wongsuchoto, P., Charinpanitkul, T., & Pavasant, P. (2003). Design and performance of a microbubble generator for flotation column. Chemical Engineering Research and Design, 81(1), 23–28.

Monitoreo Inteligente y Predictivo de Espesadores Industriales: Integración de Sensores IIoT y Analítica Avanzada

Intelligent and Predictive Monitoring of Industrial Thickeners: Integration of IIoT Sensors and Advanced Analytics

Catalina Urrejola, Carlos Carrillo, Valeria Niño, Eduardo Faúndez
Smart Mining
catalina@smartmining.com

Resumen

El espesamiento de concentrado de minerales es una etapa esencial en el procesamiento de minerales, destinada a separar sólidos y líquidos, optimizar la recuperación de agua y asegurar la estabilidad de los procesos posteriores. En este trabajo se presenta la implementación de un sistema avanzado de sensorización y modelamiento predictivo para mejorar el monitoreo y control de un espesador industrial.

Se realizó un análisis de los datos operacionales históricos para establecer una línea base del comportamiento del equipo. Posteriormente, se instalaron sensores desarrollados por Smart Mining en bombas underflow y unidades hidráulicas, permitiendo registrar vibración, temperatura y aceleración. Estos datos fueron integrados en la plataforma Akiles para su monitoreo en tiempo real y análisis predictivo.

Los resultados demostraron que la integración de datos operacionales y de sensores permite caracterizar con precisión la utilización de los equipos, confirmando un patrón de operación con dos bombas activas y una de respaldo. El análisis de confiabilidad basado en distribuciones de Weibull estimó rangos de MTBF facilitando la definición de ventanas de mantenimiento predictivo. Además, la correlación entre vibración y flujo valida el uso de los datos de vibración como indicador confiable del estado de los equipos.

El análisis de vibraciones según la norma ISO 20816-3 evidenció umbrales claros de operación segura y el impacto de condiciones de sobrecarga hidráulica. En conjunto, esta estrategia permite avanzar hacia una gestión proactiva del espesador, reduciendo riesgos operativos y mejorando la disponibilidad de los equipos.

Abstract

Thickening is a critical stage in mineral processing, aimed at separating solids from liquids, optimizing water recovery, and ensuring process stability. This work presents the implementation of an advanced sensorization system combined with predictive modeling to enhance the monitoring and control of an industrial thickener.

Historical operational data were analyzed to establish a baseline of the thickener's performance. Smart Mining's sensors were installed in underflow pumps and hydraulic units, enabling the acquisition of vibration, temperature, and acceleration data. These were integrated into the Akiles platform for real-time monitoring and predictive analytics.

The results showed that combining operational and sensor data allows accurate characterization of equipment utilization, confirming a pattern of two active pumps and one backup. Reliability analysis using Weibull distributions estimated MTBF supporting predictive maintenance planning. Furthermore, the correlation between vibration and underflow rates validated vibration data as a reliable indicator of equipment status.

The vibration analysis under ISO 20816-3 guidelines revealed clear thresholds for safe operation and highlighted the effect of hydraulic overload on vibration levels. Altogether, this approach enables proactive thickener management, reduces operational risks, and improves equipment availability for more efficient and reliable operations.

1. Introducción

El espesamiento de pulpas minerales es una etapa crítica dentro del procesamiento de minerales, cuyo objetivo principal es

separar sólidos y líquidos, reduciendo el contenido de agua del concentrado y optimizando la recuperación de agua de proceso. Este fenómeno combina principios de sedimentación gravitacional, hidrodinámica y floculación, y su comprensión resulta fundamental para mejorar la eficiencia operativa de plantas concentradoras.

Los fundamentos teóricos del espesamiento han sido ampliamente abordados en la literatura. Kynch (1952) introdujo la teoría de sedimentación unidimensional, describiendo el comportamiento de partículas sólidas en suspensión bajo un campo gravitatorio y sentando las bases para el modelado de zonas de sedimentación.

Posteriormente, Concha y colaboradores (1981, 1986) desarrollaron modelos hidrodinámicos y de flujo de sólidos en espesadores, incorporando el efecto de las rastras y la interacción entre la velocidad de sedimentación y la concentración de sólidos, permitiendo predecir con mayor precisión el desempeño del equipo en condiciones industriales.

En la práctica, el control de variables críticas como el flujo de alimentación, la densidad, el par de torque de las rastras y la dosificación de floculante resulta determinante para garantizar la estabilidad del espesador y evitar fenómenos como el embancamiento o la pérdida de recuperación de agua. En los últimos años, la incorporación de tecnologías de sensorización avanzada y monitoreo en tiempo real ha permitido complementar los modelos clásicos, integrando información dinámica para desarrollar estrategias predictivas de control y mantenimiento (Yianatos y Concha, 2015; Kracht et al., 2019).

En este contexto, el presente trabajo describe la implementación de un sistema de sensorización inteligente en un espesador industrial de gran escala, su integración con modelos de análisis predictivo, y los resultados obtenidos en términos de visibilidad operacional y optimización del proceso.

2. Metodología

El trabajo desarrollado en el espesador de concentrado e,..stá estructurado sobre dos etapas principales: diagnóstico operacional y definición de la línea base para la implementación de sensores.

2.1 Características del equipo

El espesador cuenta con un diámetro de 51 m y un volumen de estanque de 8673 m^3. La alimentación se realiza a través de un feedwell de 7 m de diámetro y 1.53 m de profundidad, mientras que la descarga se efectúa mediante cuatro puntos con tuberías de 8 pulgadas de diámetro. El sistema de alimentación y descarga opera utilizando dos bombas activas y una bomba de respaldo, lo que permite asegurar la continuidad operacional frente a detenciones programadas o no programadas de alguna bomba. Los rangos de diseño del equipo consideran flujos de alimentación entre 273 y 588 m^3/h, flujos de descarga de 176 a 316 m^3/h, concentraciones de sólidos de 55–66 % en alimentación y 75–80 % en descarga, y una dosificación de floculante que oscila entre 2 y 8 g/t. Estos parámetros sirvieron como referencia para evaluar el desempeño real del espesador frente a sus condiciones nominales.

2.2 Diagnóstico operacional inicial

Se realiza un análisis exhaustivo de la data operacional histórica del espesador con el objetivo de identificar ineficiencias y comportamientos críticos. Las variables evaluadas son las siguientes:

- Entrada: flujo de alimentación (ver Fig. 1), densidad de alimentación y porcentaje de sólidos.
- Internas: nivel de cama, presión de cama, altura de rastra y torque.
- Salida: flujo de descarga (ver Fig. 2), densidad de descarga, porcentaje de sólidos y velocidad de descarga.
- Control químico: dosificación de floculante.
- Balance de masas: toneladas métricas secas (DMT) de entrada y salida.

El análisis se realiza mediante herramientas estadísticas, enfocadas en:

a) Identificación de patrones de operación.
b) Detección de fluctuaciones críticas.
c) Correlación entre variables operacionales e impacto en la estabilidad del espesador.

Los valores obtenidos se comparan con los parámetros de diseño del equipo, estableciendo así una línea base de referencia para evaluar la eficiencia del proceso.

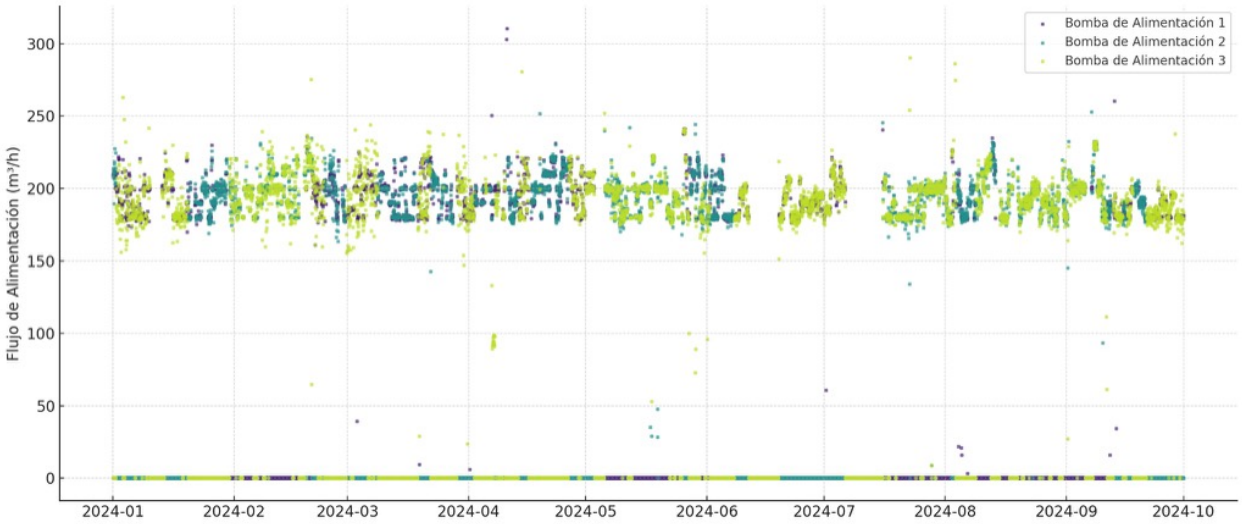


Figura 1: Flujos de alimentación medidos en el espesador para las tres bombas de alimentación. Se observa el comportamiento histórico de cada bomba, incluyendo periodos de operación estable y transiciones entre bombas, los cuales generan variabilidad en el proceso de espesamiento.

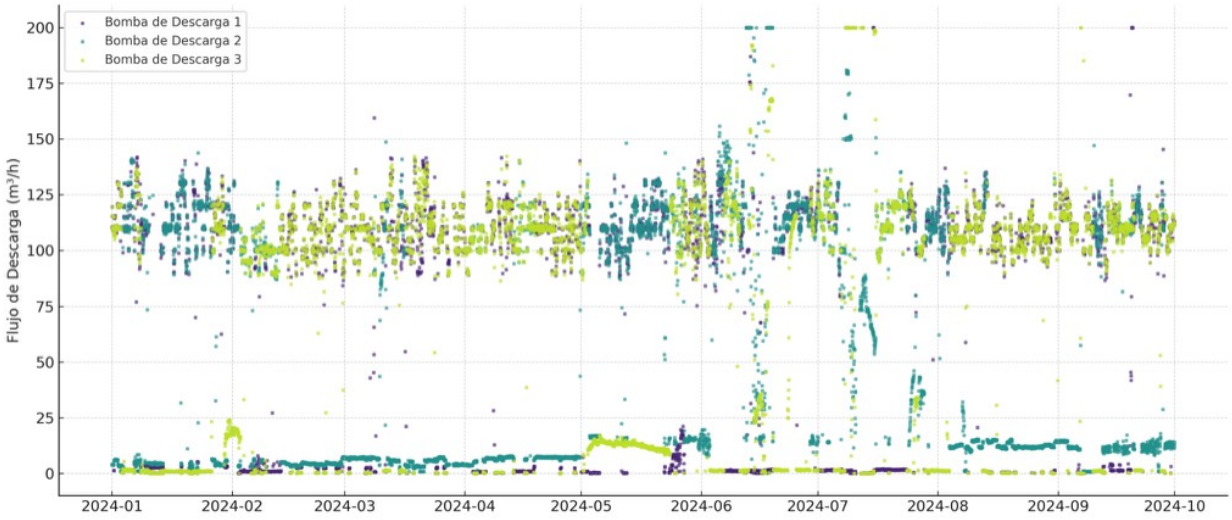


Figura 2: Flujos de descarga del espesador para las tres bombas de descarga. Se observa el comportamiento individual de cada bomba, destacando variaciones en la operación que pueden influir en la estabilidad del proceso y la consistencia del flujo de descarga.

2.3 Línea base para la sensorización

El diagnóstico permite establecer los siguientes hallazgos clave:

- Eventos de embancamiento vinculados a incrementos de torque y presiones de cama.
- Variaciones significativas de densidad de alimentación y porcentaje de sólidos durante los cambios a la bomba de respaldo.

- Fluctuaciones en el flujo y densidad de descarga, especialmente en las bombas secundarias.
- Ajustes frecuentes en la dosificación de floculante para estabilizar el proceso.

Los resultados permiten establecer como punto de partida para la implementación de los sensores, orientados a habilitar el monitoreo en tiempo real y el desarrollo de modelos predictivos que permitan optimizar la operación del espesador.

2.4 Instalación de sensores y sistema de comunicación

Se realiza la instalación de sensores junto con la implementación del sistema de comunicación necesario para la transmisión de datos en tiempo real. En el caso de los sensores se ubican en motores e impulsores de zona de unidad hidráulica y motores y bombas en el sector de underflow, tal como lo muestra la Fig. 3. La posición de los sensores en bombas se rige según la norma ISO 20816.

Figura 3. Instalación de sensores. Se observan los sensores fijados en la tapa, motor y transmisión de las bombas under, utilizando adhesivo industrial de alta adherencia para garantizar estabilidad y removibilidad controlada.

Todos los sensores fueron fijados mediante adhesivo industrial de alta adherencia, lo que asegura una instalación firme y removible en caso de mantenimiento (ver Fig.3).

El sistema de comunicación implementado consiste en gabinetes y antenas estratégicamente ubicadas: uno en la zona de alimentación y otro en el sector underflow. Las antenas se posicionan en puntos específicos para reducir pérdidas de señal y garantizar la confiabilidad de la transmisión de datos hacia el sistema de monitoreo central.

Finalmente, se realizan pruebas de comunicación y recepción de datos, confirmando la transmisión estable de información de parámetros como aceleración y velocidad angular triaxial, y temperatura de los equipos.

2.5 Modelos predictivos y análisis de datos de sensores

Posterior a la instalación de los sensores, se desarrollan modelos predictivos orientados a integrar datos operacionales y de sensorización en tiempo real, con el objetivo de anticipar fallas en equipos críticos y mejorar la disponibilidad del sistema de espesamiento. Este enfoque se organiza en dos líneas principales:

a) Modelado matemático y análisis de confiabilidad

Se construyen modelos que combinan simulaciones del comportamiento del espesador con análisis de confiabilidad de los equipos.

- Modelo matemático calibrado utilizando datos operacionales reales permitiendo evaluar escenarios de operación bajo distintas condiciones de carga, caudal y densidad, identificando márgenes seguros de operación.

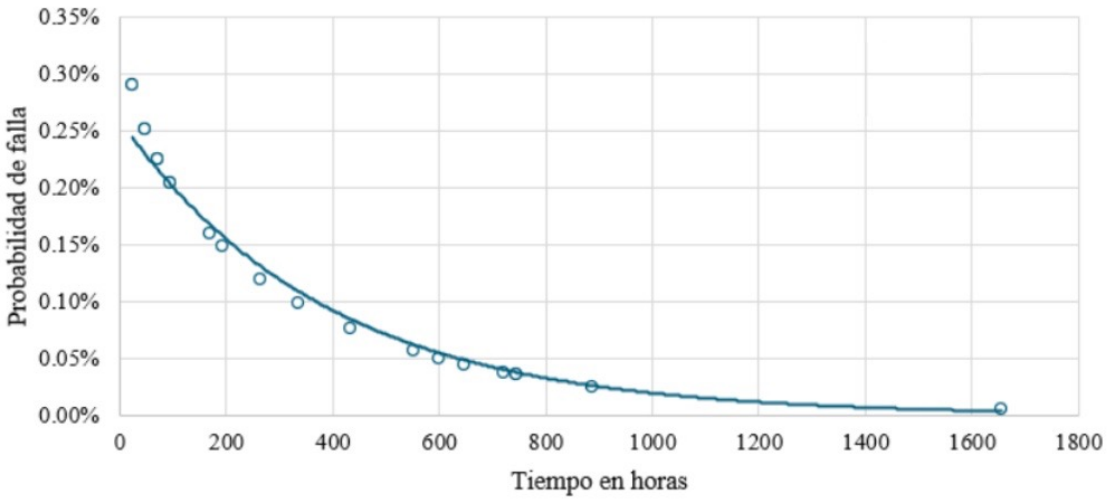


Figura 4. Curva de probabilidad de falla obtenida mediante el análisis de confiabilidad para los equipos del sistema underflow. Se observa una disminución progresiva de la probabilidad de falla en función del tiempo, con valores de MTBF estimados en el rango de 400 a 450 horas, lo que permite definir ventanas de mantenimiento preventivo más precisas.

- Para las bombas en el sector underflow,la vida útil de los equipos principales, tienen rangos de MTBF entre 400 y 450 horas, lo que permite identificar tendencias de desgaste y definir ventanas de mantenimiento preventivo con mayor precisión (ver Fig. 4)

b) Análisis de datos de sensores

Los datos provenientes de los sensores instalados son procesados y analizados para detectar comportamientos anómalos. Además, son integrados a la plataforma de visualización Akiles, desarrollada por Smart Mining y customizada de acuerdo al equipo en el cual se encuentran instalados los sensores, permite el monitoreo en tiempo real de los equipos críticos del espesador. La plataforma proporciona:

- Visualización en tiempo real: monitoreo de aceleración y temperatura de cada sensor, con actualizaciones instantáneas.
- Pantalla de monitoreo operacional: visualización consolidada de las medianas de aceleración y temperatura de cada sensor instalado en motores hidráulicos, bombas underflow. (Ver Fig. 5)
- Gestión de eventos: registro de hitos relevantes como instalación de sensores, anomalías detectadas y cambios operacionales significativos.

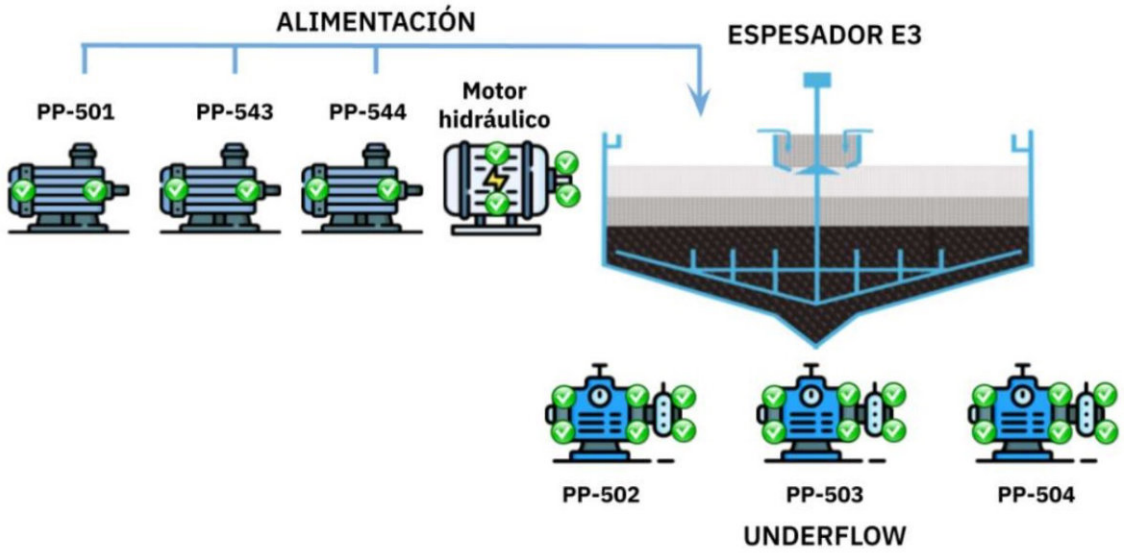


Figura 5. Visualización en la plataforma Akiles del estado de los sensores instalados en el sistema de espesamiento. La plataforma permite monitorear en tiempo real parámetros como aceleración y temperatura, proporcionando información crítica para la detección temprana de anomalías y la planificación de mantenimiento predictivo.

Adicionalmente, se incorporaron análisis específicos a partir de los datos de los sensores:

- Detección automática de estado de bombas: clasificación de las bombas como activas o inactivas mediante umbrales de vibración registrados cada 15 minutos, reduciendo la dependencia de reportes manuales.
- Mapas de calor de horas inactivas: identificación de períodos prolongados de detención, asociados principalmente a respaldos operativos o intervenciones de mantenimiento.
- Análisis acumulativo de horas activas: diferenciación entre bombas principales y de respaldo, lo que facilita la planificación de estrategias de rotación para balancear el desgaste de los equipos. (ver Fig. 6

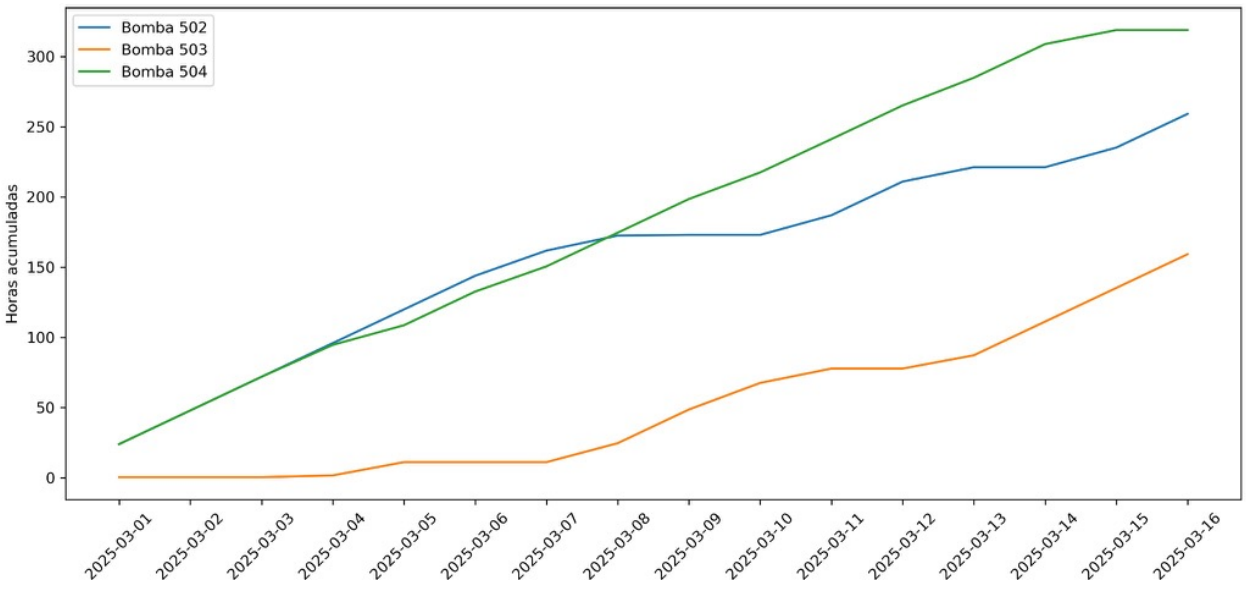


Figura 6. Horas acumuladas de operación de las bombas underflow durante el periodo de análisis. Se observa una bomba con operación predominante, otra en rol de respaldo y una tercera alternando entre periodos de actividad e inactividad, evidenciando una estrategia de rotación controlada para balancear el desgaste.

- Alertas predictivas: detección temprana de patrones de vibración fuera de rango que permiten intervenir antes de la ocurrencia de fallas mayores.
- El análisis de datos de sensores instalados en las bombas underflow permite correlacionar el estado operativo de los equipos con parámetros críticos de vibración y flujo. Se identifica que los períodos sin vibración coinciden con ausencia de flujo, validando que ambos parámetros son indicadores confiables del encendido o apagado de cada bomba, tal como se muestra en la Fig. 7. Este hallazgo constituye la base para generar reportes automáticos diarios, semanales y mensuales de utilización del sistema, fortaleciendo la visibilidad operacional en planta.

Asimismo, se incorporan métricas de utilización y disponibilidad, calculadas según las siguientes expresiones:

$$\times 100$$

$$\frac{\text{allas}}{} \times 100$$

donde el tiempo de operación se determina combinando los registros de flujo y vibración desde los sensores instalados, y el tiempo de fallas se obtuvo de los eventos de detención no programada registrados en el sistema de mantenimiento. Esta integración de datos de sensores, registros operacionales y de mantenimiento permite una estimación más precisa del desempeño de los equipos y habilita la detección proactiva de desviaciones.

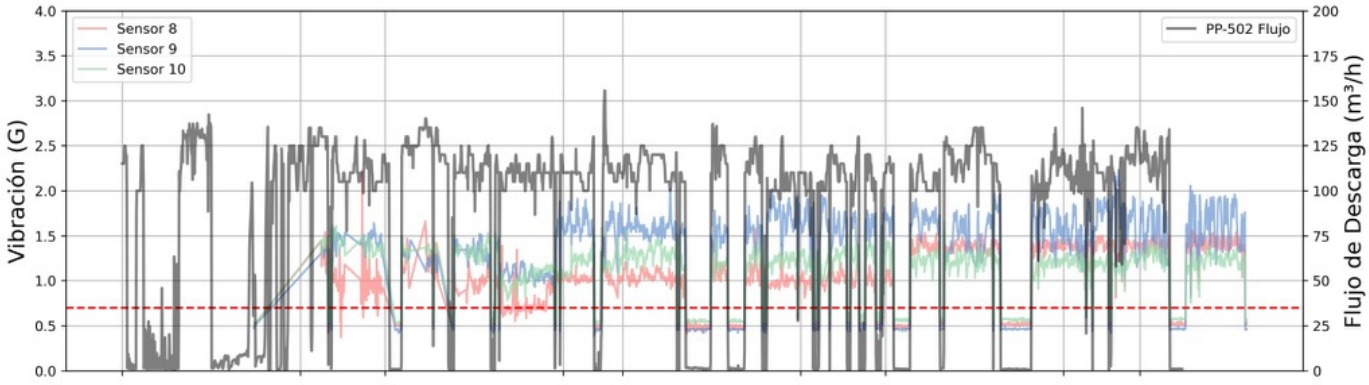


Figura 7. Correlación entre vibración desde sensores instalados y flujo de descarga de una bomba underflow. Se observa cómo los períodos de ausencia de vibración coinciden con ausencia de flujo, validando el uso de estos parámetros como indicadores confiables para determinar el estado operativo de los equipos y generar reportes automáticos de utilización.

Además, el análisis de tendencias demuestra que la disponibilidad y la utilización pueden ser utilizadas como indicadores clave para planificar intervenciones, reducir tiempos de inactividad y optimizar la estrategia de mantenimiento predictivo, con potencial de integración directa en la plataforma de monitoreo en tiempo real.

c) Análisis de vibración según norma ISO 20816-3

Se evaluaron las velocidades de vibración vectorial (RMS) de las bombas underflow durante el periodo de análisis, comparándolas con los límites de severidad definidos por la norma ISO 20816-3 para máquinas del Grupo 3. En la Fig. 8 se presentan los resultados obtenidos, incluyendo las zonas de severidad de la norma (azul: puesta en marcha o condición nueva, verde: operación aceptable, amarillo: vigilancia, rojo: condición crítica), así como los períodos de parada (zonas grises) y el flujo de descarga correspondiente.

Durante las paradas, las vibraciones se mantuvieron en niveles bajos (zonas azul o verde), lo cual coincide con el comportamiento esperado de una bomba detenida o en baja carga. Sin embargo, cuando el flujo de operación superó el flujo de diseño de 101.1 m^3/h, se observó un incremento en la magnitud de las vibraciones, alcanzando zonas amarillas e incluso rojas. Esta correlación directa entre flujo y vibraciones valida que los sensores instalados capturan adecuadamente el impacto de las condiciones hidráulicas sobre el comportamiento dinámico de los equipos.

Estos hallazgos tienen implicaciones operacionales importantes:

- Una de las bombas analizadas muestra incrementos de vibración más frecuentes en condiciones de sobrecarga, justificando su priorización para inspecciones predictivas.
- Otra bomba, aunque presenta un comportamiento más estable, también evidencia aumentos puntuales de vibración cuando el flujo excede el valor de diseño.
- Estos resultados permiten establecer umbrales dinámicos de alerta en la plataforma Akiles, considerando no solo los valores absolutos de RMS, sino su relación con el caudal de operación.

En síntesis, este análisis permite evolucionar desde un monitoreo estático hacia una estrategia predictiva basada en condiciones reales de operación, integrando las vibraciones con las variables hidráulicas del proceso.

Resultados

El análisis de los datos operacionales y de los sensores instalados en el espesador permite establecer una línea base detallada del comportamiento del sistema y evaluar el impacto de la sensorización inteligente. Los flujos de alimentación y descarga, mostrados en las Fig. 1 y Fig. 2, evidencian una operación estable con dos bombas activas y una bomba de respaldo. Se observan transiciones controladas durante los cambios de equipos de alimentación y una variabilidad en los flujos de descarga asociada principalmente a ajustes operacionales. Esta caracterización inicial resultó clave para correlacionar posteriormente el desempeño de los equipos con la información obtenida de los sensores.

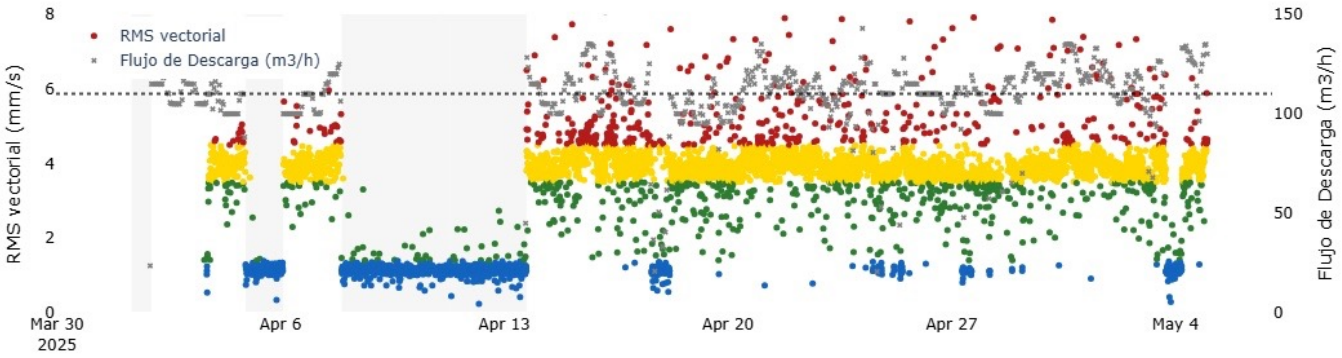


Figura 8. Velocidad de vibración RMS y flujo de descarga para la primera bomba underflow. Se muestran las zonas de severidad de la norma ISO 20816-3, los periodos de parada (zonas grises) y la correlación entre flujo y vibración.

A partir de las mediciones de vibración, es posible determinar el estado operativo de las bombas underflow y generar métricas precisas de utilización. Los resultados, ilustrados mediante mapas de calor y análisis acumulativos de horas activas (Fig. 3 y Fig. 4), confirman un patrón de operación en el que dos bombas funcionan como principales mientras una tercera actúa como respaldo. Estos análisis no solo permiten identificar períodos de inactividad planificada y no planificada, sino que también demostraron la efectividad de la estrategia de rotación de equipos para balancear el desgaste y reducir riesgos de indisponibilidad.

En términos de confiabilidad, la aplicación de modelos de Weibull permitió estimar rangos de vida útil de las bombas underflow con valores de MTBF entre 400 y 450 horas, tal como se muestra en la Fig. 5. Estos resultados han servido de

base para la definición de ventanas de mantenimiento preventivo más ajustadas a las condiciones reales de operación.

Por otra parte, el análisis de la correlación entre vibración y flujo de descarga, presentado en la Fig. 6, valida que ambos parámetros son indicadores consistentes del estado de las bombas. Esta relación respalda el uso de los datos de vibración como herramienta confiable para generar reportes automáticos de utilización, reduciendo la dependencia de registros manuales.

Toda esta información se integra en la plataforma Akiles de Smar Mining, la cual permite monitorear en tiempo real las variables de vibración, temperatura y estado de los equipos (Fig. 7). La plataforma habilita la configuración de alertas personalizadas y la generación de reportes, constituyéndose en una herramienta fundamental para la gestión predictiva del espesador.

Finalmente, el análisis de vibraciones RMS según la norma ISO 20816-3 (ejemplos en la Fig. 8) muestra que, durante condiciones normales de operación, las bombas permanecen en zonas de severidad azul y verde, mientras que, bajo condiciones de sobrecarga hidráulica, las vibraciones aumentan alcanzando zonas amarillas e incluso rojas. Estos resultados confirman que los sensores no solo capturan con precisión el comportamiento dinámico de los equipos, sino que también permiten establecer umbrales de alerta dinámicos basados en la condición real de operación.

En conjunto, estos resultados demuestran que la sensorización avanzada y el análisis predictivo permiten pasar de una gestión reactiva a una gestión proactiva del espesador, reduciendo riesgos operativos, optimizando la disponibilidad de los equipos y generando información crítica para la toma de decisiones en tiempo real.

4. Conclusiones

La implementación de la tecnología IIoT de sensorización de Smart Mining en el espesador permite transformar la forma en que se monitorean y gestionan los equipos críticos del proceso. El análisis de los datos de operación, combinado con la información entregada por los sensores, posibilita caracterizar con precisión el comportamiento de los flujos de alimentación y descarga, validar la estrategia de operación con dos bombas activas y una de respaldo, y establecer métricas confiables de utilización de los equipos. El uso de modelos de confiabilidad basados en la distribución de Weibull permite estimar rangos de vida útil, lo que constituye una base sólida para definir ventanas de mantenimiento preventivo fundamentadas en datos reales.

La correlación entre las señales de vibración y los flujos de descarga demuestra que ambas variables son indicadores consistentes del estado operativo de las bombas, habilitando la generación de reportes automáticos y eliminando la dependencia de registros manuales. Asimismo, la integración de esta información en la plataforma Akiles consolida una herramienta de monitoreo en tiempo real que facilita la detección temprana de desviaciones y la configuración de alertas dinámicas. El análisis de vibraciones RMS bajo el marco de la norma ISO 20816-3 confirma que las condiciones de sobrecarga hidráulica pueden llevar a incrementos significativos de vibración, lo que respalda la necesidad de establecer umbrales de alerta basados en el contexto operacional.

En conjunto, estos resultados evidencian que la sensorización avanzada y los modelos predictivos no solo mejoran la visibilidad del proceso de espesamiento, sino que también permiten evolucionar hacia una gestión proactiva del mantenimiento, reduciendo riesgos operativos, optimizando la disponibilidad de los equipos y asegurando una operación más eficiente y confiable.

5. Agradecimientos

Este trabajo fue desarrollado por el equipo de Smart Mining en colaboración con la operación de una planta concentradora en Chile. Los autores agradecen especialmente a Catalina Urrejola Mora, Líder de Modelamiento e I+D de Smart Mining, por su dirección técnica y liderazgo en el desarrollo de los modelos análitcos y predictivos; a Carlos Carrillo Alvarez, CEO de Smart Mining, por su apoyo estratégico en la implementación de la tecnología; a Valeria Niño Rubliar, Líder de Desarrollo de Smart Mining, por su responsabilidad en el diseño, construcción y despliegue de la plataforma Akiles; y a Eduardo Faúndez Contreras, Metalurgista de Smart Mining, por su participación en el análisis de datos operacionales y validación de resultados.

Asimismo, se agradece a Solange Pérez, Head of Transformation de BHP, por su apoyo y colaboración durante la ejecución de este proyecto, lo que permitió llevar a cabo una integración efectiva entre la sensorización avanzada y las operaciones industriales del espesador.

Referencia:

Kynch, G.J., 1952, A theory of sedimentation: Transactions of the Faraday Society, v. 48, p. 166–176.

Concha, F. and Bustos, M.C., 1981, Phenomenological model of sedimentation-consolidation processes: Chemical Engineering Journal, v. 22, p. 61–72.

Concha, F. and Bürger, R., 1986, Modeling and simulation of the sedimentation of flocculated suspensions: International Journal of Mineral Processing, v. 17, p. 1–22.

Yianatos, J. and Concha, F., 2015, Process and equipment design for thickening of tailings: Minerals Engineering, v. 70, p. 99–108.

Kracht, W., Soto, A. and González, F., 2019, Online monitoring and control of industrial thickener operation: Minerals Engineering, v. 134, p. 92–102.

Síntesis y Caracterización de COMPOSITOS SILICE–MAGNETITA (GMS–Nx–Fe) y su uso en la remoción de ORO EN SISTEMAS ACUOSOS

Diego Martínez Torres[1], Carmen Salazar Hernández[2], Enrique Elorza Rodríguez[1], Mario Alberto Corona Arroyo[1], Juan Manuel Mendoza Miranda[2], Raúl Miranda Áviles[1] y Ma. Mercedes Salazar Hernández[1]*

[1] Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología, Universidad de Guanajuato, ExHacienda San Matías S/N, Colonia San Javier, Guanajuato, México. CP 36020.
[2] UPIIG, del Instituto Politécnico Nacional. Av. Mineral de Valencia 200, Fracc. Industrial Puerto Interior, Silao de la Victoria, Guanajuato, México. CP 36275.
***merce@ugto.mx**

RESUMEN

La recuperación de los diversos iones metálicos de los procesos de extracción hidrometalúrgicos ya sea a partir del mineral o del reciclaje de los metales, implican diversos procesos que permitan la recuperación selectiva del ion metálico de interés a partir de las soluciones ricas de lixiviación; en ese sentido el desarrollo de nuevos adsorbentes es un área de interés para estos procesos, un tipo de adsorbentes que se muestran cierto interés son los materiales magnéticos, que son recuperados después de la etapa de adsorción del ión metálico de interés por concentración magnética evitando así el uso de columnas de adsorción-desorción. El presente trabajo muestra la síntesis y caracterización de una familia de sílices amino funcionalizadas y modificadas con magnetitas denominada MS-Nx-Fe, donde x indica el número de grupos amino presentes en el grupo orgánico funcionalizante del material y toma los valores de 1,2 y 3, dichos materiales fueron caracterizados por FTIR, RMN CPMAS de ^{13}C y ^{29}Si y SEM-EDS. Se evaluó la capacidad de remoción de Au(III) en sistemas H_2O/HCl con concentraciones iniciales de oro de 50 a 500 mgL^{-1}, los tres materiales mostraron una capacidad de remoción del Au cuantitativa de arriba del 95% en todo el rango de concentración evaluada, el análisis de la cinética de adsorción mostró en todos los casos sistemas tendientes drásticamente al equilibrio, lo que demuestra la viabilidad del proceso de adsorción del $[AuCl_4]^-$ con las MSNx-Fe.

Palabras Clave: Recuperación, Oro, Sílice-Magnetita

ABSTRACT

The recovery of metal ions from hydrometallurgical extraction processes, involves processes that allow the selective recovery of the metal ion of interest from rich leaching solutions; In this sense, the development of new adsorbents is an area of interest, one type of adsorbents that show some interest are magnetic materials, which are recovered after the adsorption step of the metal ion of interest by magnetic concentration, thus avoiding the use of adsorption-desorption columns. This work shows the synthesis and characterization of a family of amino-functionalized silicas modified with magnetites called MS-Nx-Fe, where x indicates the number of amino groups present in the functionalizing organic group of the material and takes the values of 1,2 and 3, the materials were characterized by FTIR, ^{13}C and ^{29}Si CPMAS NMR and SEM-EDS. The MS-Nx-Fes-how remove Au(III) capacity around of 95 % with a initial concentration on range of 50 to 500 mgL^{-1}, the analysis of the adsorption kinetics showed in all cases systems tending drastically towards equilibrium, which demonstrates the viability of the $[AuCl_4]^-$ adsorption process with the MSNx-Fe. The recovery of gold adsorption was evaluated from electrochemical deposite.

Key Word: Gold, recovery, Silice-magnetite composite

INTRODUCCIÓN

La industria minero-metalúrgica sigue siendo de gran importancia a nivel mundial,

por ejemplo, las reservas mundiales de Au en el 2015 fueron estimadas en 56700 toneladas métricas que corresponden a una ganancia de 3380.06 billones de dólares; dichas reservas se distribuyen principalmente en países como Australia (16%), Rusia (14%), Sud África (11%), USA (5%), teniendo México el 3% de la reserva mundial del Au, que se estima en una producción de 83.46 billones de dólares, estas estadísticas muestran la importancia de esta industria a nivel mundial y nacional [1].

La extracción de oro y plata de sus minerales es convencionalmente realizado mediante el bien conocido proceso de cianuración, el cual consiste básicamente en colocar durante un periodo de tiempo determinado (hasta 72hrs) la mena en contacto con una disolución básica de NaCN en presencia de O_2, el cual puede provenir de un sistema simple de aireación. La disolución del metal puede expresarse de acuerdo con la Reacción 1 [3, 4]. Si bien se han reportado algunas alternativas de lixiviación al uso del cianuro [5-10], el proceso de cianuración sigue siendo la principal metodología para la extracción de este, esto en función a sus altos rendimientos y costos, así como al hecho de que en la actualidad la presencia de una mayor cantidad de menas refractarias, hacen poco rentable el uso de otros lixiviantes [11].

$$2\,M + 4\,CN^- + \tfrac{1}{2}\,O_2 + H_2O \longrightarrow 2[M(CN)_2]^- + 2\,OH^- \quad M = Ag, Au$$

(Reacción 1)

Por otra parte, industrialmente una de las metodologías más usada para la recuperación del oro de sus soluciones es la adsorción en carbón activado, proceso mejor conocido por sus siglas en inglés como CIL (Carbon In Leach), entre las ventajas que ofrece este proceso se encuentra el costo moderado del adsorbente, así como la simplicidad de este proceso que es lo que lo hace tan atractivo para la industria, sin embargo, la principal desventaja que este ofrece, es el desgaste del carbón en dichas cribas que producen partículas finas de carbón con valores metálicos adsorbidos, dichas partículas finas se pierden en la mayaría de los casos ocasionando una pérdida considerable de los valores en el proceso [12-14], por ejemplo la IAMGOLG's Essakane en Burkina Faso, ha reportado una formación de finos al mes de 23.5 ton que corresponden a una pérdida de 1938 g/ton de plata mensuales [12]. Para recuperar el metal de estos finos, en algunas plantas se emplean una serie de circuitos de decantación y filtros-prensa que frecuentemente son difíciles de operar por el tamaño del fino de los sólidos y que encarecen el costo final de recuperación del metal. En México, la formación de finos en los procesos de carbón en lixiviación (CIL) y carbón en columna (CIC) representan una pérdida considerable de los valores metálicos en los procesos de cianuración, muy específicamente en la Unidad Minero-Metalúrgica de Palmarejo, se tiene una formación de 5-6 ton diarias de finos que al mes corresponden a 180 ton de carbón, estos datos, muestran que esta problemática es común en la industria minero-metalúrgica de todo el mundo [14]. En este sentido, la búsqueda de alternativas que permitan eliminar la generación de finos de estos procesos es de interés en la metalurgia.

La recuperación magnética de Ag(I) en procesos hidrometalúrgicos ha sido propuesta como una alternativa al CIL [15]; se han reportado diversos adsorbentes magnéticos para la recuperación de diversos iones metálicos, no metálicos y compuestos orgánicos de sistemas acuosos mediante el uso de adsorbentes magnético, por ejemplo el uso de redes metálicas modificadas con magnetita y diversos agentes quelantes se han usado para la recuperación de Au, Pd, Pt, Pb, Cu, Zn. Arsenatos, cromatos y algunos compuestos orgánicos persistentes como el ciprofloxan [16-24]. Salazar y col. recientemente reportaron la recuperación magnética de Ag(I) con sílice mesoporosa tri-amino funcionalizada (MS-N_3-Fe) y modificada con magnetita de sistemas acuosos como una posible alternativa al uso del carbón activado en la industria minera [15], en el presente trabajo evalúa la factible recuperación de Au(III)

en sistemas acuosos con nuevos materiales adsorbentes derivados de silice aminofuncionalizada y magnetita.

PARTE EXPERIMENTAL

I. Síntesis de Sílice Mesoporosa, mediante precursores de bajo costo [15]

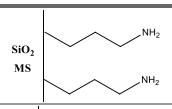
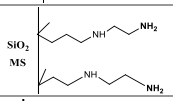
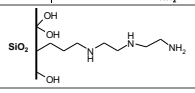
La síntesis de la sílice mesoporosa, se realizará mediante la metodología reportada previamente por Salazar y col. [15], utilizando como precursor de la sílice al $Si(OH)_4$ obtenido a partir de silicato de sodio y una columna de intercambio DOWEX 50WX8-100.

II. Obtención de la GMS-Nx y la GMS-Nx-Fe_3O_4

La obtención de sílice funcionalizadas con grupos poliamino (GMS-Nx) se realizará mediante técnicas de postsíntesis, utilizando un 25% en mol del precursor del grupo funcional con respecto a la sílice e hidróxido de amonio como catalizador de condensación. La Tabla 1, muestra las estructuras de los materiales sintetizados y los respectivos precursores de los diferentes grupos funcionales. La modificación de la sílice amino funcionalizada con magnetita se realizará con nanopartículas de magnetita obtenidas a partir de la precipitación de las sales de cloruro férrico y ferroso con NaOH. El anclaje de la magnetita en el material se propone se realice mediante la interacción de los grupos funcionales (amino) con el Fe de la magnetita [15].

La caracterización de los materiales se realizará mediante espectroscopia infrarroja con transformada de Fourier, RMN CPMAS ^{13}C y ^{29}Si y microscopia electrónica de barrido (MEB)

Tabla 1. Precursores utilizados para la obtención de GMS-Nx-Fe_3O_4

Material	Precursores	Estructura
GMS-N-Fe	**3-aminopropiltrimetoxisilano**	
GMS-N_2-Fe	**3-(diaminopropil)metildimetoxisilano**	
GMS-N_3-Fe	**N^1-(3-trimetóxisililpropil)dietilenamina**	

III. Estudios de Adsorción de Au(III) con las sílices funcionalizadas con soluciones sintéticas de $[Au(Cl)_4]^-$

Los estudios de adsorción de Au se evaluarán con la cinética de adsorción del oro colocando 0.1g del material con 20 mL de una disolución de metal a las diversas concentraciones en estudio (20. 25, 50 y 100 ppm) por tiempos de contacto de 5, 10, 20, 30, 40, 50 y 60 minutos y se determinará la concentración residual del metal en la disolución mediante absorción atómica. Los datos cinéticos se estudiarán mediante los modelos cinéticos de primer, segundo y seudo-orden; además de incluir el modelo de difusión.

La capacidad de adsorción de la plata fue determinada mediante la ecuación 1, en donde qt es la carga al tiempo t, Co y Ct, son las concentraciones de plata en la disolución iniciales y al tiempo t en mgL-1, V el volumen de muestra utilizada (L) y m la masa de material utilizado en g.

$$q_t = \frac{(C_o - C_t)V}{m} \qquad \text{(Ecuación 1)}$$

La caracterización electroquímica de los materiales y de la recuperación del oro por depósito electroquímico, se realizará en un potenciostato-galvanostato Gamry con Interface 1010T.

RESULTADOS

Síntesis y Caracterización de la GMS-Nx-Fe

La Figura 1, muestra la caracterización por FTIR de las sílices modificadas con los diversos grupos amino evaluados, así como los materiales modificados con magnetita. La presencia de la materia orgánica se observa en el rango de los 3000-2500 cm^{-1} y de 1600-1200cm^{-1}, en todos los casos para las muestras modificadas con la magnetita, se observa un desplazamiento de la vibración de C-N que sugiere la interacción NFe en los materiales. La Caracterización por resonancia magnética nuclear de ^{13}C (RMN CPMAS ^{13}C) en estado sólido de las sílices amino funcionalizadas, se muestra en la Figura 2, la señal Si-C en las muestras se observó a 9.12, -2.94 y 8.39 ppm para la MS-N, MS-N_2 y MS-N_3 respectivamente. La caracterización por RMN CPMAS ^{29}Si, se muestra en la Figura 3, en todos los casos, se observan los grupos T del Si-C de las muestras modificadas a -67.58, -19.97 y -67.28 ppm para la MS-N, MS-N_2 y MS-N_3 respectivamente, todos los materiales mostraron la presencia de grupos Q^2 (-101 ppm) y Q^4 (-110 a -111 ppm) lo que indica una red de sílice hidratada.

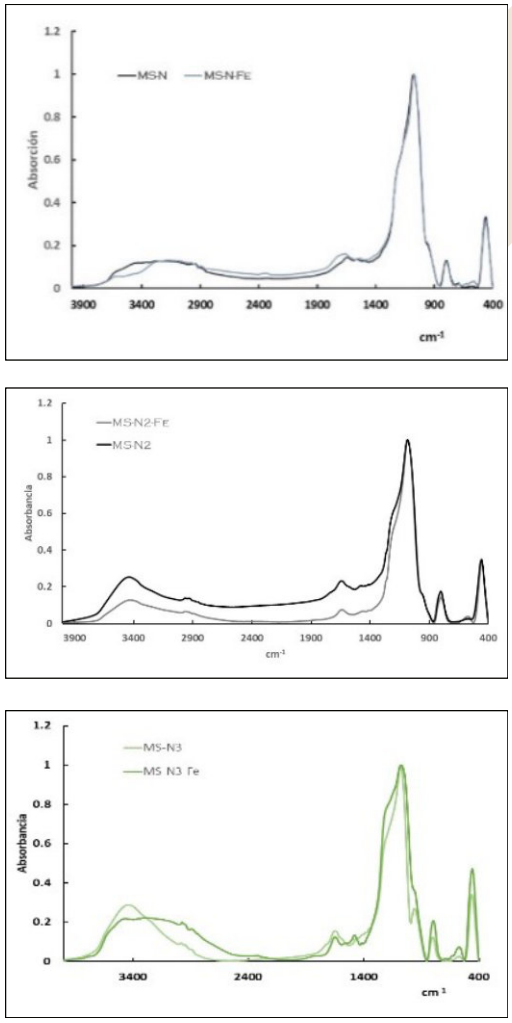


Figura 1. Espectros comparativos de FTIR (a) GMS-N y GMS-N-Fe; (b) GMS-N_2 y GMS-N_2-Fe y (c) GMS-N_3 y GMS-N_3-Fe

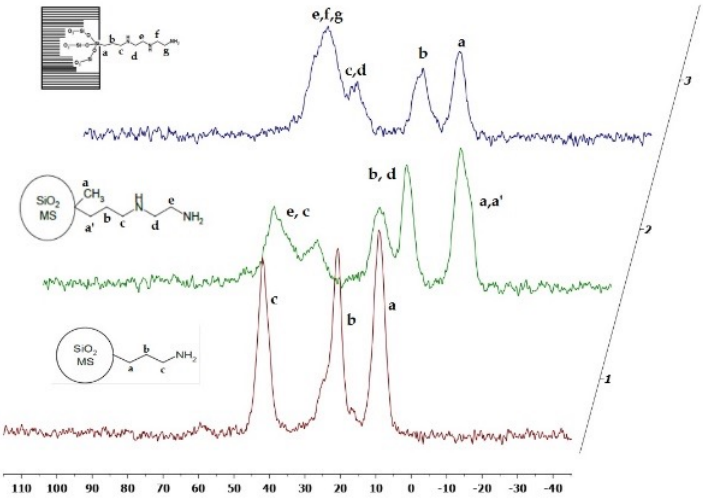


Figura 2. RMN CPMAS ^{13}C de: GMS-N, GMS-N_2 y GMS-N_3

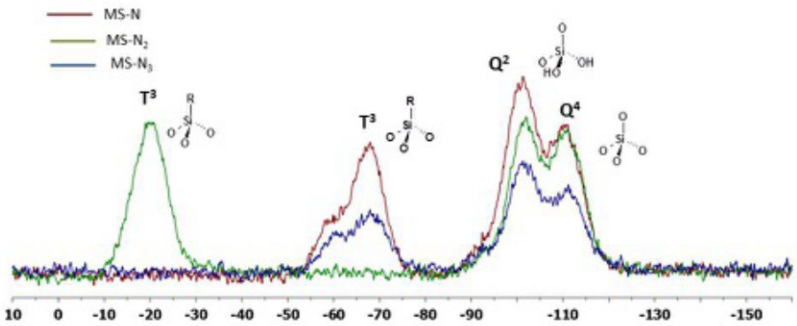


Figura 3. RMN CPMAS ^{29}Si de: GMS-N, GMS-N_2 y GMS-N_3

La MEB-EDS de los materiales modificados con magnetita, se muestran en la Figura 4, en donde se puede observar una distribución del hierro no totalmente homogénea en el material y asociada a la sílica.

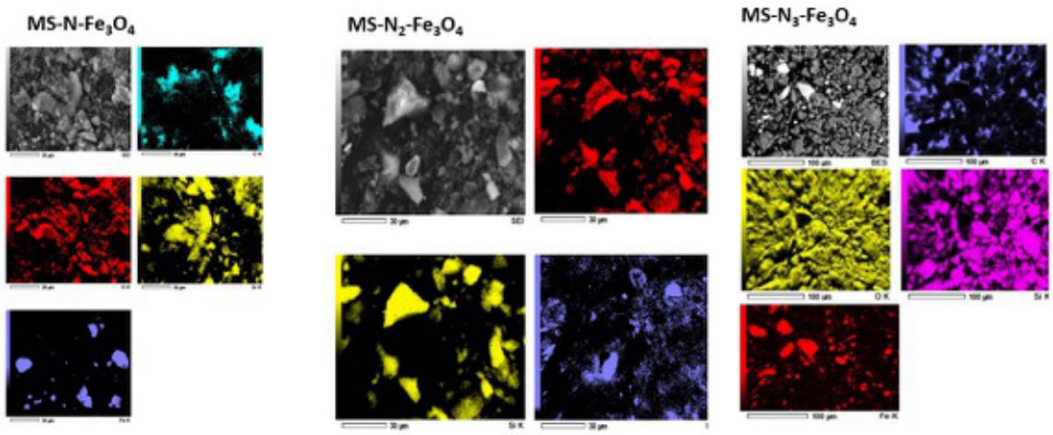


Figura 4. MEB-EDS de los materiales modificados con magnetita: GMS-N, GMS-N_2 y GMS-N_3

Estudios de Adsorción de Au(III)

La Figura 5, muestra las isotermas de adsorción de Au(III) en un rango de concentración de 50 a 500mgL^{-1}, para los materiales evaluados modificados con 1, 2 y tres grupos aminos, no se observó diferencia significativa en su capacidad de adsorción, en todos los casos se observó una remoción cuantitativa arriba del 90% (Figura 6), así como el equilibro de la adsorción a partir de los 20 minutos.

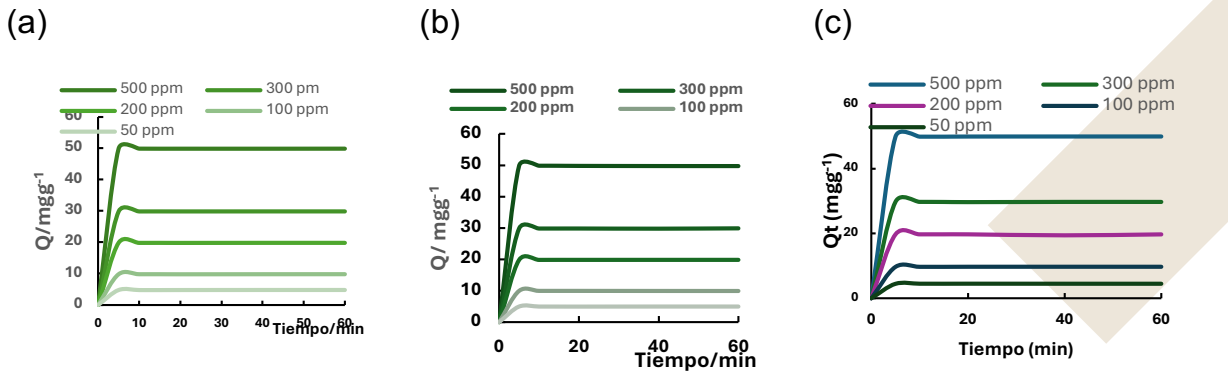


Figura 5. Isotermas de Adsorción de Au(III) con (a) GMS-N-Fe; (b) GMS-N_2-Fe y (c) GMS-N_3-Fe.

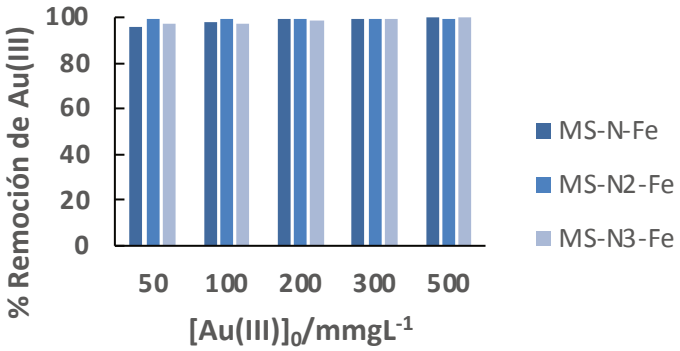


Figura 6. Capacidad de Adsorción de Au(III) con GMS-N-Fe, GMS-N_2-Fe y GMS-N_3-Fe.

El modelo cinético de adsorción de segundo seudo orden (PSO, Ecuación 2), contempla la evaluación del coeficiente Rw que es un parámetro que permite fácilmente identificar la tendencia al equilibrio del sistema y la viabilidad del proceso de adsorción. La ecuación 3 muestra la definición de dicho coeficiente el cual es dependiente de la carga al equilibrio y la constante cinética del modelo PSO, así como de un tiempo de referencia suficientemente largo en el cual el sistema ya se encuentra en el equilibrio [16].

$$\frac{t}{Q_t} = \frac{1}{K_2 Q_e^2} + \frac{1}{Q_e} t \qquad \text{Ecuación 2}$$

$$R_w = \frac{1}{1+Q_e K_2 t_{ref}} \qquad \text{Ecuación 3}$$

Donde:

Qe, es la carga al equilibrio en mgg^{-1}, determinada a partir del modelo PSO y tref, es un tiempo de referencia suficientemente largo que se selecciona dependiendo de la cinética en estudio.

El parámetro Rw del sistema, definirá el equilibrio presente en el proceso de adsorción, de tal forma que si Rw=1, para una curva cinética lineal, donde la magnitud del K2Qe-tref<<<1, implica que el proceso de adsorción no se lleva a cabo favorablemente, esto puede deberse a diversos factores como: 1) la K_2 es muy pequeña, lo que desfavorece el proceso de adsorción, 2) la Qe es muy pequeña y 3) el tref es muy largo. Estos factores indican un proceso de adsorción no favorable y que el sistema llega pobremente al equilibrio. La curvatura de la curva de adsorción suele aumentar cuando la Rw disminuye y este es un indicativo de la aproximación del sistema al equilibrio y de la viabilidad del proceso de adsorción [15, 16]. La Tabla 2 resume las características de las curvas de adsorción en función a la magnitud del Rw de un sistema y su aproximación al equilibrio, por lo que este parámetro nos permite evaluar fácilmente la viabilidad del proceso de adsorción que se estudie.

Tabla 2. Características de las curvas de adsorción para un sistema de PSO y la aproximación del factor del equilibrio R_w [16]

Rw	Tipo de curva cinética	Aproximación al equilibrio	Zona
1	Lineal	No se aproxima al equilibrio	0
1>Rw<0.1	Curvatura Leve	Aproxima al equilibrio	I
0.1>Rw>0.01	Amplia curvatura	Buena aproximación al equilibrio	II
Rw<0.01	Seudo rectangular	Drásticamente aproximada al equilibrio	III

La Tabla 3, resume los parámetros cinéticos observados de los datos experimentales de cada sistema evaluado al modelo PSO, en todos los casos se observó un buen ajuste al modelo. El análisis de la Rw, mostró sistemas tendientes drásticamente al equilibrio, lo que indica que el proceso de adsorción de Au(III) en los materiales MS-Nx-Fe es favorable, por otro lado la capacidad de adsorción que mostraron los materiales es cuantitativa (>90%; Figura 6) y no se aprecia un claro efecto de la capacidad de adsorción del material con el número de grupos aminos en el mismo. Sin embargo la constante de velocidad K_2 del sistema si muestra una dependencia con el número de grupos aminos presentes en el material, se observa que para los materiales poliaminados con 2 y 3 grupos amino (MS-N_2-Fe y MS-N_3-Fe), la constante de velocidad tiende a disminuir con el aumento de la concentración inicial de oro el sistema, esta tendencia sugiere que el proceso de adsorción es gobernado tanto por la difusión externa como intra-particular, siendo esta última la que gobierna el proceso cinético a altas concentraciones. Para el caso del material mono aminado MS-N-Fe la constante de velocidad aumenta de concentraciones bajas a moderadas (50-200 mgL^{-1}) y disminuye de concentraciones moderadas a altas (200-500 mgL^{-1}), esta tendencia sugiere que la difusión intra-particular podría ser un factor más remarcable con el aumento de la concentración inicial del ión que en el caso de los materiales poliaminados. El parámetro K_2Qe, que refleja la capacidad de trabajo del material y está relacionado con el $t_{1/2}$ del sistema ($t_{1/2}=1/K_2Qe$), esto implica que a mayor K_2Qe, el sistema es más rápido cinéticamente o bien alcanza a menor tiempo el tiempo de vida media. En ese sentido a mayor K_2Qe el sistema será más rápido; en ese sentido se observa claramente que los sistemas poli-aminados (MS-N_2-Fe y MS-N_3-Fe) son cinéticamente más rápidos el sistema Ms-N-Fe, esto posiblemente por la presencia de un mayor número de grupos amino que representan sitios activos.

Tabla 3. Parámetros cinéticos del modelo PSO y la aproximación del factor del equilibrio R_w [16]

MS-N-Fe							
$[Au(III)]_0$/ mgL^{-1}	Qe^{cal}/mgg^{-1}	Qe^{exp}/ mgg^{-1}	K_2/ $gmg^{-1}min^{-1}$	Rw	K_2Qe/ min^{-1}	$t_{1/2}$/min	Observación al sistema
50	4.80	4.8	0.426	0.023	2.0471	0.488	Aproxima al equilibrio
100	9.83	9.8	1.045	0.005	10.272	0.0973	Drásticamente aproximada al equilibrio
200	19.84	19.8	25.401	9.91E-05	504	0.00197	Drásticamente aproximada al equilibrio
300	29.85	29.9	11.22	0.00015	335	0.00298	Drásticamente aproximada al equilibrio
500	50	49.8	20	4.99E-05	1000	0.001	Drásticamente aproximada al equilibrio
MS-N_2-Fe							
$[Au(III)]_0$/ mgL^{-1}	Qe^{cal}/mgg^{-1}	Qe^{exp}/ mgg^{-1}	K_2/ $gmg^{-1}min^{-1}$	Rw	K_2Qe/ min^{-1}	$t_{1/2}$/min	Observación al sistema
50	4.962	4.95	9.228	0.0011	45.795	0.0218	Drásticamente aproximada al equilibrio
100	9.920	9.94	3.277	0.0015	32.516	0.0307	Drásticamente aproximada al equilibrio
200	19.841	19.8	12.7008	0.00019	252	0.00396	Drásticamente aproximada al equilibrio
300	29.850	29.8	1.8704	0.00089	55.833	0.0179	Drásticamente aproximada al equilibrio
500	49.751	49.8	1.347	0.00074	67	0.01492	Drásticamente aproximada al equilibrio
MS-N_3-Fe							
$[Au(III)]_0$/ mgL^{-1}	Qe^{cal}/mgg^{-1}	Qe^{exp}/ mgg^{-1}	K_2/ $gmg^{-1}min^{-1}$	Rw	K_2Qe/ min^{-1}	$t_{1/2}$/min	Observación al sistema
50	4.4742	4.48	20.8134	0.00053662	93.125	0.01074	Drásticamente aproximada al equilibrio
100	9.708	9.7	6.631	0.0007761	64.375	0.01553	Drásticamente aproximada al equilibrio
200	19.607	19.7	8.67	0.00029403	170	0.00588	Drásticamente aproximada al equilibrio
300	29.673	29.7	5.678	0.00029665	168.5	0.00593	Drásticamente aproximada al equilibrio
500	50	49.86	2	0.00049975	100	0.01	Drásticamente aproximada al equilibrio

La caracterización electroquímica de la recuperación por electro-deposito del oro adsorbido se realizó mediante voltamperometría cíclica. La Figura 8, muestra la caracterización electroquímica del $[AuCl_4]^-$ en una solución electrolítica de NaCl 1 M, en donde se observa 6 procesos, Pico 1 a 300 mV que corresponde a la adsorción de la especie en el electrodo (grafíto), posteriormente a -440 mV se muestra la corriente de depósito (Pico 2) para posteriormente observar el cruce de depósito a -580mV (3), a -400 mV se observa un pico de desorción (Pcico 4) observándose a -402 y 560 mV los pasos de oxidación del Au(I) y A(III) en el sistema (Pico 5 y 6). Elias y col. reportaron el depósito de oro en sistemas de $K[Au(CN)_2]/KH_2PO_4$ en un intervalo de -300 a – 600 mV [17], reportando picos similares a los observados en el voltarograma obtenido en el sistema $[AuCl_4]^-$/NaCl. Debe mencionarse que el intervalo de estudio reportado por diversos autores para la recuperación electroquímica por depósito de diversos procesos hidrometalúrgicos para el Au está comprendido dentro de los 300 a -600 mV [17-21].

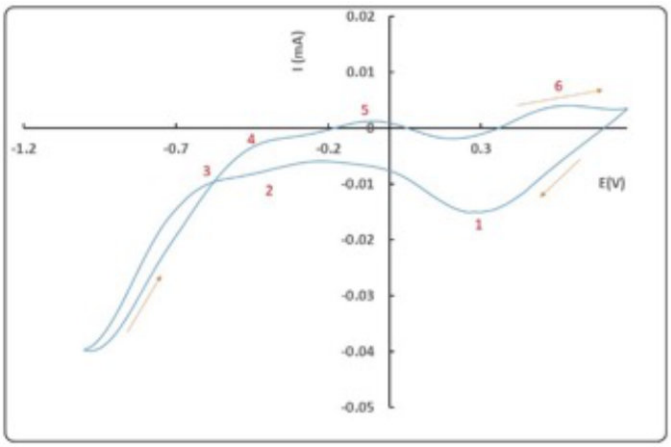
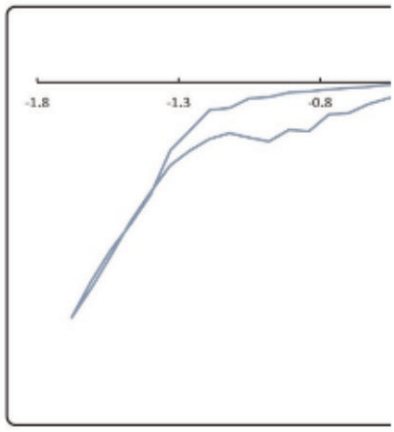


Figura 8. Voltamperometría cíclica de la $[AuCl_4]^-$ en una solución de NaCl 1 M.

La caracterización electroquímica de la GMS-N_3-Fe_3O_4-Au con el oro adsorbido se muestra en la Figura 9, en este voltarograma, se observan pasos similares a los observados en la caracterización del depósito del $[AuCl_4]^-$; un primer paso de adsorción del material en el electrodo a -700 mV, por debajo al observado en la solución del tetracoluroauriato (III), la formación del depósito de oro sobre el electrodo de trabajo evidenciado con el cruce a -490 mV (Figura 9b) y la presencia del oro en la disolución a -0.140mV.

(a)



(b)

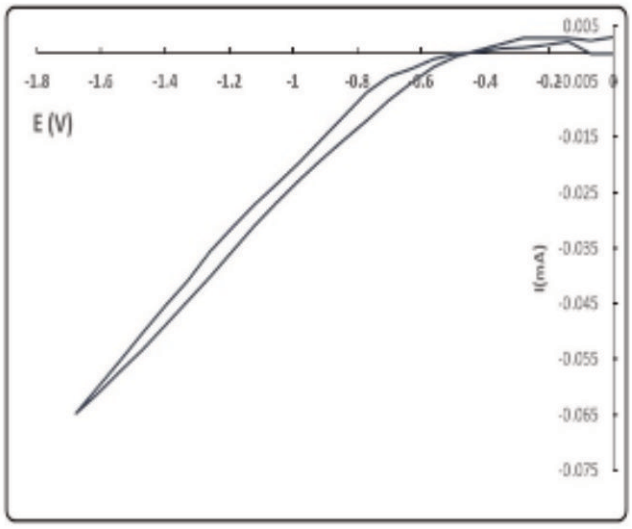


Figura 9. Voltamperometría cíclica de la GMS-N_3-Fe_3O_4-Au en una solución de NaCl 1 M.

La caracterización del depósito de Au obtenido mediante SEM y el EDS se muestra en la Figura 10, en donde se observan partículas esféricas uniformes de tamaño aproximado a los 200 nm.

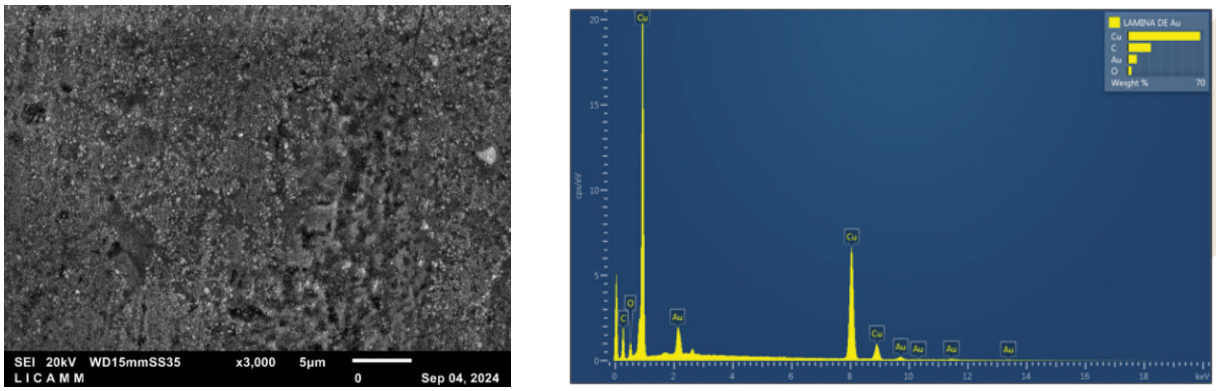


Figura 10. SEM-EDS del depósito de Au.

CONCLUSIONES

Se sintetizo y caracterizó una serie de sílices mesoporosas amino-funcionalizadas y modificadas con magnetita, con 1, 2 y 3 grupos amino denominados GMS-N-Fe, GMS-N_2-Fe y GMS-N_3-Fe respectivamente; la caracterización por FTIR, RMS CPMAS de ^{13}C y ^{29}Si, garantizan la presencia del grupo funcional en cada material, mientras que la SEM-EDS muestra la presencia de la Fe_3O_4 en el material lo que lo potencializa a su uso en concentraciones magnéticas. Los tres materiales mostraron una capacidad de remoción de Au(III) cuantitativa por encima del 90% en un rango de concentración de 50-500 mgL^{-1}, los datos experimentales se ajustaron al modelo cinético de seudo segundo orden (PSO), mostrando en todos los casos sistemas tendientes drásticamente al equilibrio, lo que muestra un proceso de adsorción favorable, el análisis de los parámetros cinéticos del sistema muestra una mayor rapidez en la adsorción de Au(III) con el aumento del número de grupos amino presentes en el material, lo que sugiere que los grupos amino son sitios activos para el proceso de adsorción. Los estudios por voltamperometría cíclica de la caracterización electroquímica de la GMS-N_3-Fe_3O_4, permitieron evidenciar la posible recuperación del oro adsorbido en el material mediante depósito electroquímico, la caracterización por microscopía óptica mostró la formación de un depósito granular esférico en el electrodo con partículas de tamaño uniforme de 200 nm.

BIBLIOGRAFÍA

[1] Asamoah, R.K. "Specific Refractory Gold Flotation and Bio-Oxidation Products: Research Overview" Minerals (2021), 11: 93. https://doi.org/10.3390/min11010093

[2] Informe Anual de la CAMIMEX; https://www.camimex.org.mx/

[3] Deventer, J. S., Teague. A. J., Swaminathan C. "Factors Affecting the Flotation of free gold in the presence of refractary Gold". Proceedings of the XXI International Mineral Processing Congress. (2000), B8a, pp. 24-32.

[4] Habashi, F. (1967) "Kinetics and Mechanism of Gold and Silver Dissolution in Cyanide Solutions". Montana, Department of Metallurgy, Montana College of Mineral Science and Technology, pp. 42.

[5] Yan Zhang, Mingyao Cui, Jianguo Wang, Xiaoliang Liu, Xianjun Lyu, "A review of gold extraction using alternatives to cyanide: Focus on current status and future prospects of the novel eco-friendly synthetic gold lixiviants" Minerals Engineering (2022) 176: 107336. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107336.

[6] Gonzalo Larrabure, Juan Carlos F. Rodríguez-Reyes, "A review on the negative impact of different elements during cyanidation of gold and silver from refractory ores and strategies to optimize the leaching process", Minerals Engineering (2021) 173: 107194. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107194.

[7] Beyuo, M., Abaka-Wood, G. B., Asamoah, R. K., Kabenlah A and Amankwah, R. K.. "A Comparative Study of Sodium Cyanide and JinchanTM Gold Leaching Reagents: A Case Study at Goldfields Ghana Limited‖" 4th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference (2016), pp. MR 195-199.

[8] Pelin Altinkaya, Zulin Wang, Ivan Korolev, Joseph Hamuyuni, Mika Haapalainen, Eero Kolehmainen, Kirsi Yliniemi, Mari Lundstrom, "Leaching and recovery of gold from ore in cyanide-free glycine media" Minerals Engineering (2020) 158: 106610. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106610

[9] Qi Meng, Xiaohui Yan, Guichun Li, "Eco-friendly and reagent recyclable gold extraction by iodination leaching-electrodeposition recovery" Journal of Cleaner Production (2021) 323: 129115. https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2021.129115

[10] Yan Zhang, Bin Xu, Yunquan Zheng, Qian Li, Yongbin Yang, Xiaoliang Liu, Tao Jiang, Xianjun Lyu, "Hexaamminecobalt(III) catalyzed thiosulfate leaching of gold from a concentrate calcine and gold recovery from its pregnant leach solution via resin adsorption" Minerals Engineering (2021) 171: 107079. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107079.

[11] Gabriel Motta, Michal Polcyn, Elijah Saragosa "Refractory gold ores: Challenges and opportunities for a key source of growth" March 2021, McKinsey.com.

[12] Aubé V., Bellec S., Barakate M., Eddahabi M. R., Chaik Y., Deshaies M., Girard J. "What to do with CIL carbon fines? IAMGOLD innovative solution" Proceeding The conference of metallurgists hosting World Gold & Nickel Cobalt (2017).

[13] Vuuren, C. P. J. V., C. P. Snyman, et al.. "Gold Losses from Cyanide Solutions Part II: The Influence of the Carbonaceous materials Present in the Shale Material." Minerals Engineering (2000) 13(10-11): 1177-1181

[14] Engineering, P. (2014). Proyecto Mascota Evaluación de Planta ADR y Laboratorio Metalúrgico. Chihuahua, Chihuahua, Agnico Eagle México S.A. de C.V.: 31

[15] Salazar-Hernández, M., Salazar-Hernández, C., Elorza Rodríguez, E, Mendoza-Miranda, J.M., Puy-Alquiza M.J., Miranda-Aviles R., Rodríguez-Rodríguez C. "Using of Green Silica Amine-Fe3O4 Modified from Rrecovery Ag(I) on Aqueous System". Silicon(2024) 16(4): 1509-1524. https://doi.org/10.1007/s12633-023-02779-8.

[16] Feng-Chin Wu, Ru-Ling Tseng, Shang-Chieh Huang, Ruey-Shin Juang "Characteristics of pseudo-second-order kinetic model for liquid-phase adsorption: Amini-review" Chemical Engineering Journal (2009) 151: 1-9.

[23] Jamil Elias, Magdalena Gizowska, Pierre Brodard, Roland Widmer, Yoram deHazan, Thomas Graule, Johann Michler, Laetitia Philippe "Ele"trodepostion of gold thin films with controlled morphologies and their applications in electrocatalysis and SERS" Nanotechnology (2012) 23: 2555705. DOI 10.1088/0957-4484/23/25/255705

[24] Jieun Son, Jong-In Han, Yeongran Hong, Cafer T. Yavuz. "Energy-efficient electrochemical recovery of gold enabled by a thiourea-based electrolyte system" Journal of Environmental Chemical Engineering (2023) 11(5): 111120. https://doi.org/10.1016/j.jece.2023.111120.

[25] Pelin Altinkaya, Zulin Wang, Ivan Korolev, Joseph Humuyuni, Mika Haapalainen, Eero Kolehmainen, Kirsi Yliniemi, Mari Lundtröm "Leaching and recovery of gold from ore in cyanide-free glycine media" Minerals Engineerring (2020) 158: 106610. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106610.

[26] Shanshan Li, Qin Jiang, Li Ge, Xiaoyu Yang, Hao Wang, Sujian Wu, Haodong Song, Zhiqing Zhang, Guanghui Shen, Xiaoyan Hou, Qiang Cui, "One-step electrodeposition of a novel gold nanoparticles/MoS2-graphene nanocomposite based electrochemical sensor for simultaneous determination of tert-butylhydroquinone and butylated hydroxyanisole" Microchemical Journal (2024) 204: 111046. https://doi.org/10.1016/j.microc.2024.111046.

[27] Kozaderov O.A., Vvedenskii A. V. "Voltamperometry of selective dissolution of Ag-Au alloys under conditions of solid phase-liquid phase mass transfer" Protection of Metals and Physical Chemistry of Surface (2013) 49(6): 724-733.

GEOLOGÍA

Geoquímica y petrografía de los intrusivos del extremo meridional de la Provincia Alcalina Oriental Mexicana en la zona Otontepec–Álamo, Veracruz.

Hugo Obed Salas-Sandoval[1*], Tomás Alejandro Peña-Alonso[2], Isidro Loza-Aguirre[3], Juan Alonso Ramírez Fernández[1], Fernando Corbo-Camargo[4], Bodo Weber[5]**

[1] Facultad de Ciencias de la Tierra, Universidad Autónoma de Nuevo León
[2] Facultad de Ingeniería Tampico, Universidad Autónoma de Tamaulipas
[3] Departamento de Minas, Metalurgia y Geología, División de Ingenierías, Universidad de Guanajuato
[4] Instituto de Geociencias, Universidad Nacional Autónoma de México
[5] División de Ciencias de la Tierra, Centro de Investigación Científica y de Educación Superior de Ensenada.
*** hugo.salass@uanl.edu.mx**
**** talonso@docentes.uat.edu.mx**

Resumen

Los intrusivos que afloran entre Tantoyuca y Álamo, en el norte de Veracruz, se presentan, en general, como sills y diques de inclinaciones moderadas a bajas. Se obtuvieron cinco muestras de estos intrusivos para análisis petrográfico y geoquímico con el objetivo de evaluar su afinidad tectonomagmática y su posible vinculación con la Provincia Alcalina Oriental Mexicana (PAOM) o la Faja Volcánica Transmexicana (FVT). La mineralogía de estas muestras está dominada por plagioclasa, olivino, clinopiroxeno y óxidos de Fe-Ti, incluyendo muy ocasionalmente ortopiroxeno y hornblenda. Su composición es gabro de la serie alcalina. El rango del contenido de sílice es bajo (Si_2O =39.3–46.9 %p/p; porcentaje en peso), aunque el del álcalis es relativamente alto ($Na_2O + K_2O$ = 2.5–7.7 %p/p). Las muestras exhiben patrones enriquecidos en elementos incompatibles, relaciones Th/Nb (0.07–0.10), Ba/Nb (2.0–5.7) y Ba/Th (28.6–69.7) bajas en comparación con magmas típicos de subducción. Los diagramas de multielementos revelan la ausencia de anomalías positivas de Ba, Pb y Sr, mientras que los diagramas de tierras raras normalizados a condrita presentan patrones enriquecidos en LREE ($(La/Tb)_N$ =7.9–17.4), relativamente planos en HREE ($(Er/Lu)_N$ =1.3–1.4) y anomalías de Eu prácticamente nulas (Eu/Eu* =0.96 – 1.05). Estos datos sugieren una fuente litosférica enriquecida, sin influencia significativa de componentes relacionados con subducción. En comparación con rocas de la Sierra de Tamaulipas y la Sierra de San Carlos–Cruillas, las rocas intrusivas de Tantoyuca–Álamo comparten afinidades geoquímicas similares, mientras que difieren de las características típicas de la FVT.

Abstract

The intrusions cropping out between Tantoyuca and Álamo, in northern Veracruz, generally occur as sills and dikes with moderate to low inclinations. Five samples of these intrusive rocks were obtained for petrographic and geochemical analysis with the aim of evaluating their tectonomagmatic affinity and their possible link to the Mexican Eastern Alkaline Province (PAOM) or the Trans-Mexican Volcanic Belt (FVT). The mineralogy of these samples is dominated by plagioclase, olivine, clinopyroxene, and Fe-Ti oxides, including very occasional orthopyroxene and hornblende. Their composition is alkaline series gabbro. The silica content is low (Si2O = 39.3–46.9 wt%), although the alkali content is relatively high ($Na_2O + K_2O$ = 2.5–7.7 wt%). The samples exhibit patterns enriched in incompatible elements, with low Th/Nb (0.07–0.10), Ba/Nb (2.0–5.7), and Ba/Th

(28.6–69.7) ratios compared to typical subduction magmas. Multi-element diagrams reveal the absence of positive Ba, Pb, and Sr anomalies, while chondrite-normalized rare earth diagrams show patterns enriched in LREE ($(La/Tb)_N$ =7.9–17.4), relatively flat in HREE ($(Er/Lu)_N$ =1.3–1.4) and virtually zero Eu anomalies (Eu/Eu* =0.96 – 1.05). These data suggest an enriched lithospheric source, with no significant influence from subduction-related components. Compared to rocks from the Sierra de Tamaulipas and the Sierra de San Carlos–Cruillas, the intrusive rocks from Tantoyuca–Álamo share similar geochemical affinities, while differing from the typical characteristics of the FVT.

Palabras clave: Provincia Alcalina Oriental Mexicana; Faja Volcánica Transmexicana; Veracruz; rocas alcalinas; sills.

Introducción

La Provincia Alcalina Oriental Mexicana (PAOM) representa un período de magmatismo alcalino presente en el oriente de México desde el Eoceno medio hasta el Cuaternario. Las rocas de la PAOM suelen concentrarse en varios campos magmáticos específicos. Esos campos magmáticos, en conjunto, delinean un cinturón discontinuo que se extiende desde la Planicie Costera del Golfo de México (Camacho-Angulo, 1987; López, 1987), cerca de la latitud de Túxpam de Rodriguez Cano, Veracruz, hasta el interior del cinturón de pliegues de Coahuila (e.g., Cantagrel y Robin, 1979; Molina-Garza et al., 2008).

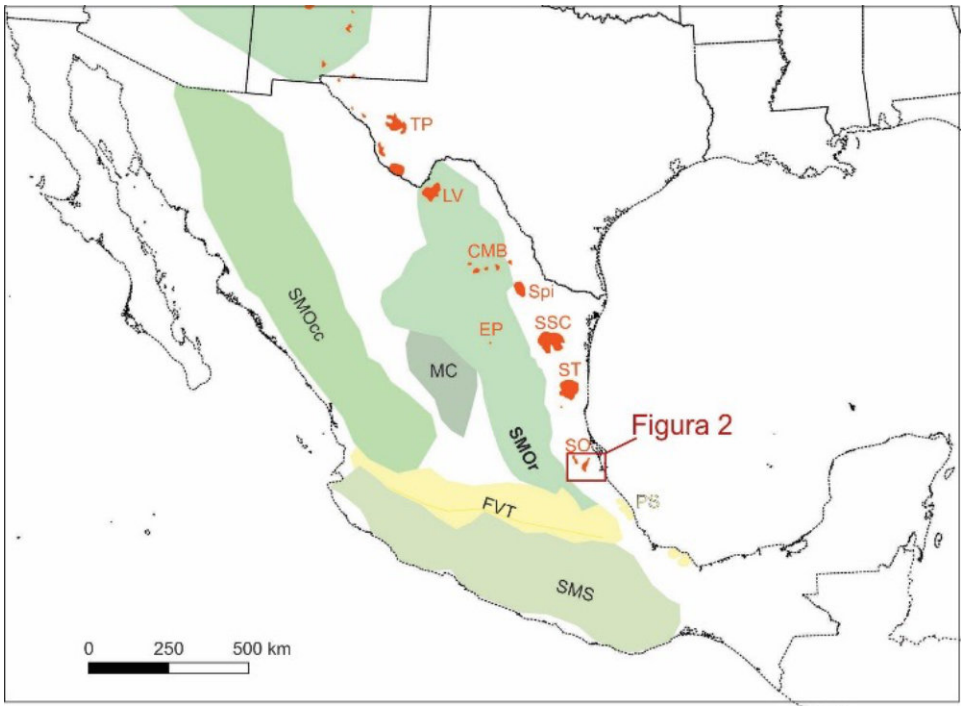


Figura 1. Localización de los principales centros magmáticos de la Provincia Alcalina Oriental Mexicana (PAOM) (en naranja). Campos magmáticos de la PAOM: SO= Sierra de Otontepec; ST= Sierra de Tamaulipas; SSC= Sierra de San Carlos-Cruillas; EP= Complejo El Pañuelo; SPi= Sierra de Picachos; CMB= Cinturón de Candela-Monclova; LV= La Vasca (La Cueva); TP= provincia magmática Trans-pecos. Abreviaturas: SMOr= Sierra Madre Oriental; SMOcc= Sierra Madre Occidental; MC= Mesa Central; SMS= Sierra Madre del Sur; FVT= Faja Volcánica Transmexicana; PS= área Palma Sola. Figura modificada de Peña-Alonso et al. (2024).

Cuatro son los campos magmáticos que se reportan en la Planicie Costera del Golfo de México, los cuales se ubican, de norte a sur, en la Sierra de San Carlos-Cruillas (SSC), la Sierra de Tamaulipas (ST), la Planicie de Tampico (PT) y la Sierra de Otontepec (SO) (e.g., Viera-Décida, 2008) (Figura 1). Los dos primeros y los dos últimos se localizan en el Arco de Tamaulipas y en la Cuenca Tampico-Misantla, respectivamente.

Las rocas intrusivas reportadas en la PAOM presentan texturas porfídicas a equigranulares (e.g., Poliquin 2009; Viera-Décida et al. 2009) con edades de cristalización y enfriamiento entre ~40 y 20 Ma (e.g., Cantagrel y Robin 1979; Camacho-Angulo 1987; Iriondo et al. 2003, 2004; Molina-Garza et al. 2008; Viera-Décida et al. 2009; Leal-Cuellar et al., 2024; Peña-Alonso et al., 2024). Por su parte, las rocas volcánicas incluyen flujos de lava de basalto alcalino a hawaiita, latitas y traquitas que suelen tener edades posteriores al Mioceno temprano (Maldonado-Lee et al. 2004; Aranda-Gómez et al. 2005; Rivera-García et al., 2023).

De las rocas intrusivas reportadas en los campos magmáticos de la Planicie Costera del Golfo de México, existe escasa información sobre aquellas ubicadas en los alrededores de SO, salvo una muestra reportada por Viera-Décida (2008). Bajo este antecedente, este trabajo se centra en la petrografía y la geoquímica de roca total de las rocas intrusivas de la parte más meridional de la PAOM.

Campo magmático de la Sierra de Otontepec

La Sierra de Otontepec o Tántima (SO), entre las poblaciones de Tepezintla y Tántima, Veracruz (Robin, 1976), es un macizo volcánico de 19 km de largo, 5 km de ancho y 1320 m de altura. En su centro, está formada por una sucesión de 700 m de espesor de coladas de derrames afaníticos a micro-porfiríticas de basanita a hawaiita (Ferrari et al., 2005) depositadas sobre areniscas y lutitas oligocénicas de la Formación Palma Real (Maldonado-Lee et al., 2004).

Desde los alrededores de la SO hasta 60 km al sur, a la altura de Álamo, Veracruz, afloran varias decenas de volcanes monogenéticos (Robin, 1976) agrupados dentro del Campo Volcánico de Álamo (CVA). De acuerdo con Ferrari et al. (2005), la erosión fue responsable de que, en estos volcanes, se preservaran los conductos alimentadores, más que los derrames asociados. Estos mismos autores señalaron que su composición modal es muy similar a las rocas de la Sierra de Otontepec, aunque con una mayor variación en su composición química, que va desde basanita hasta fonotefrita. Según Orozco-Esquivel (1995), estas rocas están asociadas a un régimen intra-placa. Las edades obtenidas por Ferrari et al. (2005), tanto en SO como en CVA, apuntan a un pulso volcánico relativamente corto de 7.56 ±0.15 Ma a 6.57 ±0.12 Ma, con la excepción de un cuello volcánico cercano al extremo sur de SO con la edad más antigua de 9.0 ±0.12 Ma.

Más al sur de Álamo, Veracruz, entre la ladera oriental de la Sierra Madre Oriental y Poza Rica, Veracruz, afloran varios flujos de lava máfica masiva mejor conservados que las rocas volcánicas de CVA y SO. Esos flujos, descritos por Ferrari et al. (2005) y referidos como “flujos Poza Rica”, llenaron paleovalles y alcanzaron espesores de varios cientos de metros. Sus rocas, variablemente porfídicas con fenocristales de olivino y clinopiroxeno, abarcan los campos de basalto y hawaiita. Sus edades, obtenidas por los mismos autores, se agrupan en un rango de edad estrecho comprendido entre 1.64 ±0.06 y 1.31 ±0.03 Ma, lo que las sitúa dentro del dominio de la Faja Volcánica Transmexicana (FVT).

Las rocas ígneas del Oligoceno-Mioceno en Palma Sola, Veracruz, consideradas hace décadas pertenecientes a la PAOM (Demant y Robin 1975; Viera Décida et al. 2009) presentan firmas geoquímicas relacionadas con subducción y edades más bien asociadas con la FVT (e.g., Ferrari et al. 2005; Fuentes-Guzmán et al. 2020).

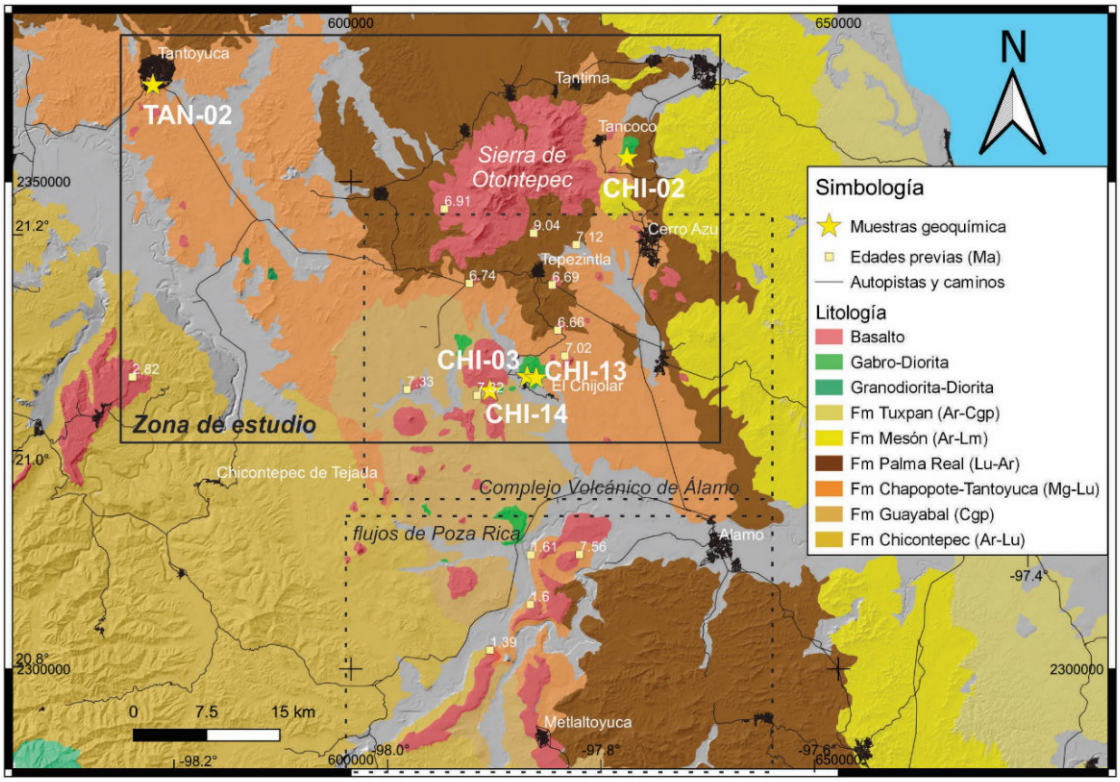


Figura 2. Zona de estudio. En gris se representan los depósitos cuaternarios. Edades previas tomadas de Ferrari et al. (2005). Simbología: Ar=arenisca; Lm=limolita; Lu=lutita; Mg=marga; Cgp=conglomerado polimíctico. Figura modificada de Loza-Aguirre et al. (2022).

Zona de estudio

La zona de estudio abarca algunos de los intrusivos reportados por Maldonado-Lee et al. (2004) y Loza-Aguirre et al. (2022) presentes al oriente y sur de la Sierra de Otontepec (SO) y en parte del Complejo Volcánico Álamo (CVA), aproximadamente entre las latitudes 21.0°N y 21.4°N. Esos intrusivos fueron visitados y descritos en Tantoyuca, en las cercanías de Tancoco y en los alrededores de El Chijolar; todas ellas localidades de Veracruz (Figura 2).

En Tantoyuca, los intrusivos se presentan al sur de la ciudad como diques máficos de inclinaciones moderadas a sub-horizontales de varios metros de espesor. Esos diques se emplazaron en secuencias de lutitas negras y areniscas con presencia de carbonatos en la matriz alternadas con horizontes de margas claras en estratos de varias decenas de centímetros (Formación Chapopote – Tantoyuca). En los contactos, la roca encajonante suele estar silicificada y las rocas máficas pueden presentar un aparente bandeamiento composicional definido por la alternancia de dominios de grano grueso y fino.

Los intrusivos en Tancoco se presentan como sills máficos de textura porfirítica, inclinaciones sub-horizontales y 1-3 metros de espesor. Los sills presentan alteración de intensidad variable y, a veces, texturas esquistosas. Los sills están encajonados, en su mayoría, por alternancias de estratos potentes de caliza y horizontes de lutita café o gris claro de pocos centímetros de espesor, que aparecen en la literatura como Formación Palma Real. La caliza suele estar marmolizada en los contactos intrusivos. También reportamos tobas félsicas como roca encajonante, pero de manera menos ocasional.

En El Chijolar, también reportamos sills máficos, pero de mayor espesor, de 2 hasta 25 metros. Suelen presentar textura equigranular de grano medio y foliación magmática evidente, delineada por la orientación preferencial de plagioclasas. A veces están afectados por vetillas pegmatíticas de varios centímetros de espesor o incluir xenolitos félsicos de grano grueso. Reportamos secuencias de lutita café, de la Formación Chapopote – Tantoyuca, como roca encajonante en varios afloramientos. También reportamos un afloramiento de un granitoide de grano medio de decenas de metros de extensión.

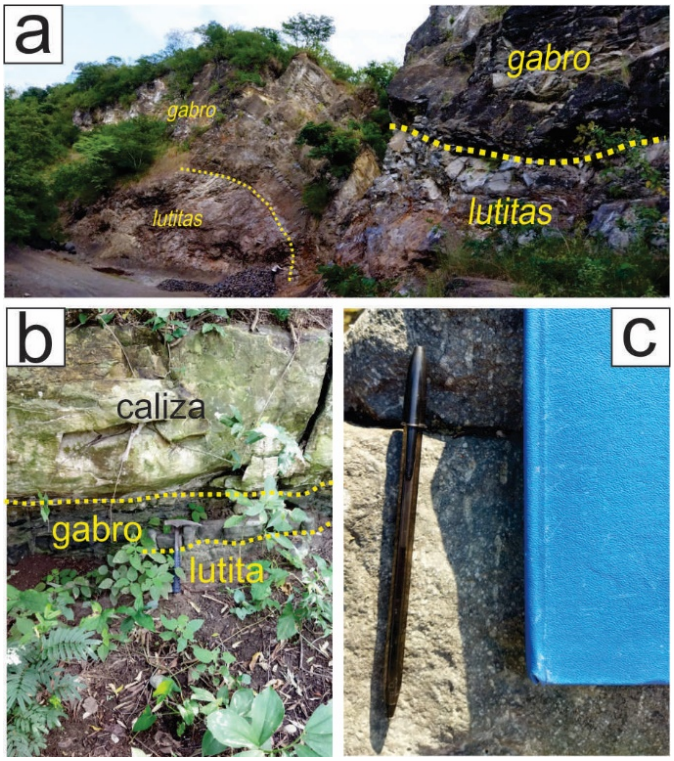


Figura 3. (a) Dique gabróico de varios metros de espesor emplazado en lutitas negras. Las lutitas están silicificadas en el contacto con el gabro. (b) Sill de gabro de 0.5 m de espesor emplazado en alternancias de lutita y caliza. (c) Sill gabróico de más de 2 m de espesor con evidente lineación mineral delineada por las plagioclasas.

Petrografía

Para los intrusivos de Tantoyuca y de Tancoco se recolectaron las muestras TAN-02 y CHI-02, respectivamente. Para los de El Chijolar, se recolectaron las muestras CHI-03, CHI-13 y CHI-14. Las láminas delgadas de esas muestras se obtuvieron del Taller de Laminación del Instituto de Geociencias en Juriquilla, Querétaro. Por su parte, las observaciones petrográficas fueron realizadas con dos microscopios. El primero, un LEICA DM750P en la Facultad de Ciencias de la Tierra de la Universidad Autónoma de Tamaulipas. El segundo, un Motic BA310POL en el Laboratorio de Resistencia de Materiales y Mecánica de Suelos de la Facultad de Arquitectura, Diseño y Urbanismo de la Universidad Autónoma de Tamaulipas.

Las muestras analizadas tienen grandes similitudes entre sí. En general, tienen una textura panidiomófica a hipidiomórfica granular de grano medio. De entre ellas, CHI-03 y CHI-13 están moderadamente alteradas, mientras que CHI-02 y CHI-03 presentan un fracturamiento intergranular de incipiente o intenso, respectivamente.

Tabla 1. Fases minerales presentes en cada muestra.

Muestra	Fases minerales							
	Pl	Cpx	Opx	Ol	Ox	Bt	Hbl	Chl
CHI-02	x	x		x	x			
CHI-03	x	x			x	x	x	
CHI-13	x	x	x	x	x			x
CHI-14	x	x		x	x	x		
TAN-02	x	x		x	x	x		

Prácticamente todas las muestras presentan plagioclasa, clinopiroxeno, olivino y óxidos de Fe-Ti, excepto CHI-03 que no evidencia olivino (Tabla 1). El olivino, cuando está presente, es sub-anhedral. En CHI-13 están moderadamente iddingsitizados y cloritizados. En CHI-14, la iddignsitización es incipiente.

El clinopiroxeno, muchas veces identificada como augita, también es sub-anhedral. Es muy común hallarla con texturas subofíticas (Px; Figura 4a) y, de vez en cuanto, con zonación de reloj de arena en TAN-02. En CHI-03 se distinguen algunas augitas de geometría tabular.

Las plagioclasas son eu-subhedrales con un tamaño menor que las fases máficas. Tienen aspectos aciculares, con una relación entre los ejes mayor y menor de 1:5 en promedio. En CHI-03 ocasionalmente se observan plagioclasas con zonamiento normal. En CHI-14, las plagioclasas evidencian una ligera orientación preferencial.

Los óxidos de Fe-Ti suelen encontrarse como inclusiones en los olivinos o exhibir textura seriada e intersticial entre las plagioclasas

y el clinopiroxeno. Es común encontrarlos en asociación espacial con biotita anhedral de grano muy fino (Figura 4c). Finalmente, se distinguen algunas hornblendas en CHI-03.

Figura 4. Fotografías de las láminas delgadas de las muestras (a) CHI-14 (b) CHI-02 y (c) TAN-02.

Geoquímica de roca total

Metodología

Las muestras fueron procesadas en el Laboratorio de Geoquímica de la Universidad de Guanajuato (UdG). Primero, fueron fragmentadas en una quebradora de quijada a un tamaño entre 1 y 3 cm. Se seleccionaron los fragmentos que no tuvieran porciones oxidadas o alteradas para pulverizarlos en un mortero de cerámica hasta obtener 20 gr de polvos que pasaran por una malla #200.

El análisis de los polvos se realizó en los Laboratorios de Geoquímica Isotópica y Geocronología del Centro de Investigación Científica y de Educación Superior de Ensenada (CICESE), Baja California, México. Para la determinación de elementos mayores y estimación de pérdidas por ignición (LOI), se emplearon aproximadamente 5 gr de muestra pulverizada. Los elementos mayores (SiO_2, Al_2O_3, Fe_2O_3, CaO, Na_2O, MgO, K_2O, TiO_2, P_2O_5 y MnO), así como las pérdidas por ignición (LOI), se analizaron mediante Fluorescencia de Rayos-X de Onda Dispersiva (WDXRF), empleando un espectrómetro Bruker S8 Tiger. Las muestras se calcinaron inicialmente a 1000 °C durante una hora. Posteriormente, se fusionaron en una mezcla eutéctica de $Li_2B_4O_7$ y $LiBO_2$. El fundido obtenido se vertió en moldes, formando perlas homogéneas que minimizan interferencias por tamaño de grano, heterogeneidad mineralógica o efectos cristalográficos. Para análisis de elementos traza se utilizaron alícuotas de aproximadamente 200 mg. Los elementos traza fueron determinados mediante espectrometría de masas con plasma acoplado inductivamente (ICP-MS), utilizando un equipo Thermo Scientific iCAP Qc. Las muestras fueron disueltas en un sistema cerrado de digestión ácida, aplicando una mezcla de HF, HNO_3 y $HClO_4$ en condiciones ultralimpias, dentro de un laboratorio de atmósfera controlada PicoTrace®.

Resultados

Los datos geoquímicos se muestran en la Tabla 2. La mayoría de las muestras clasifican en los campos del gabro y foid-gabro según el diagrama de Middlemost (1994). Una muestra grafica fuera de este diagrama, entre los campos de la foidolita y el peridot-gabro (Figura 5a). El equivalente volcánico de las muestras es basalto alcalino según los criterios de Winchester y Floyd (1977). El rango del contenido de sílice (Si_2O) es bajo, entre 39.3 y 46.9 %p/p (porcentaje en peso). Su #Mg varía de 37.4 a 68.1. El contenido de álcalis (Na_2O + K_2O) está por encima de 2.5 %p/p hasta 7.7 %p/p, lo que les permite formar parte de la serie alcalina de acuerdo con Irvine y Baragar (1971).

En el diagrama de Tierras Raras (REE) (Figura 5c), los patrones normalizados a condritas son muy similares. En general, presentan un enriquecimiento moderado de las REE ligeras (LREE) ($(La/Tb)_N$ = 7.9–17.4) y relativamente planos en REE pesadas (HREE) ($(Er/Lu)_N$ = 1.3–1.4). No se evidencian anomalías en Eu (Eu/Eu*= 0.96 – 1.05), lo que sugiere un

fraccionamiento limitado de la plagioclasa durante la cristalización. Las muestras con menor y mayor abundancias absolutas de REE, CHI-13 y CHI-03, exhiben el menor y mayor contenido de Si_2O (39.3 %p/p y 46.9 %p/p), respectivamente. Para el resto de las muestras, no se puede deducir ninguna correlación aparente entre la abundancia absoluta de REE y el SiO_2.

Tabla 2. Datos de elementos mayores (% en peso) y elementos traza (ppm) de las muestras analizadas de los diques y sills del área Otontepec-Álamo, Veracruz. LOI: Pérdida por ignición. Mg#: Número de magnesio (100 Mg2+ / (Mg2+ + Fe2+)). Debajo del límite de detección (-).

Muestra	CHI-02	CHI-03	CHI-13	CHI-14	TAN-02
UTM Lat	2352424	2329984	2329849	2328533	2359871
UTM Lon	628301	618077	618998	614250	579695
SiO_2	45.94	46.88	39.27	45.25	44.06
Al_2O_3	15.47	15.58	11.63	16.15	12.68
Fe_2O3^t	13.62	12.23	18.39	14.90	11.98
MnO	0.18	0.18	0.21	0.19	0.18
MgO	7.74	3.70	10.49	5.80	12.88
CaO	10.19	7.41	4.59	7.41	11.41
Na_2O	3.64	6.12	2.04	5.41	3.12
K_2O	0.60	1.56	0.48	1.30	0.87
TiO_2	2.46	3.24	2.95	3.52	2.18
P_2O_5	0.39	0.84	0.35	0.70	0.54
LOI	0.55	2.72	9.62	0.13	0.83
H_2O	0.03	0.46	1.41	0.03	0.01
Total	100.81	100.92	101.43	100.79	100.74
La	21.84	39.37	21.35	40.20	41.36
Ce	49.19	99.18	47.88	91.74	83.05
Pr	5.99	10.28	5.67	10.15	9.20
Nd	25.82	43.99	24.07	43.99	38.12
Sm	6.01	9.48	5.01	9.36	7.68
Eu	1.98	3.03	1.71	2.89	2.33
Gd	6.16	9.21	4.81	8.65	6.91
Tb	0.90	1.31	0.69	1.20	0.94
Dy	4.92	7.01	3.63	6.30	4.83
Ho	0.91	1.31	0.69	1.15	0.88
Er	2.47	3.58	1.84	3.19	2.32
Tm	0.33	0.46	0.24	0.40	0.30
Yb	2.00	2.88	1.48	2.49	1.71
Lu	0.29	0.41	0.21	0.37	0.25
Rb	11.47	22.2	11.42	19.62	14.78
Cs	0.24	1.26	0.17	0.31	0.31
Ba	229.6	428.3	185.6	358.0	463.24
Sr	553.7	500.4	503.2	955.0	758.3
Y	21.85	33.79	16.21	28.97	20.64
Zr	166.7	403.7	172.2	334.3	198.5
Nb	23.23	54.57	20.30	46.06	47.97
Hf	3.94	8.43	3.72	6.93	4.59
Ta	1.53	3.02	1.52	2.94	3.10
Th	2.29	3.49	2.12	3.84	3.86
U	0.61	1.32	0.58	1.03	0.94
Sc	22.08	14.76	11.41	14.38	24.85
Mo	1.06	3.11	0.64	2.53	1.67
Sb	0.04	0.06	0.05	0.08	0.07
Pb	1.89	3.46	1.61	2.80	2.43
Tl	0.04	0.07	0.03	0.06	0.05
V	258.3	111.0	172.5	117.9	150.3
Cr	211.1	2.6	42.9	6.2	474.2
Mn	1395.2	1315.0	1572.6	1479.5	1404.0
Co	48.48	24.53	81.91	44.37	60.08
Ni	131.7	5.90	118.7	26.64	343.9
Cu	71.63	32.16	18.68	25.17	65.37
Zn	98.82	109.2	119.9	110.0	94.1
As	15.81	22.15	22.53	25.15	18.86
Cd	-	0.38	0.16	0.24	0.20
Mg#	52.96	37.48	53.05	43.54	68.05
Nb/Y	1.06	1.62	1.25	1.59	2.32

Los diagramas de multielementos normalizados al manto primordial (Figura 5c) muestran, en general, patrones relativamente planos y sin enriquecimientos marcados de elementos de gran campo iónico (LILE). Sin embargo, presentan anomalías negativas evidentes en Rb y K y positivas en Ti y Ba (Figura 5d). Las muestras también exhiben anomalías positivas en Sr, salvo CHI-03. Los elementos menos compatibles (Dy, Y, Yb y Lu) presentan un empobrecimiento relativo con respecto al resto, con un patrón convexo y valores menores que 10.

Los rangos de valores de las relaciones Th/Nb (0.05–0.09), Ba/Nb (5–14) y Ba/Th (87–133) se ubican por debajo de los rangos reportados para magmas influenciados por subducción activa (e.g., Orozco-Esquivel et al., 2007). Además, todas las muestras clasifican en el campo de los basaltos de intraplaca de acuerdo con Pierce y Cann (1973).

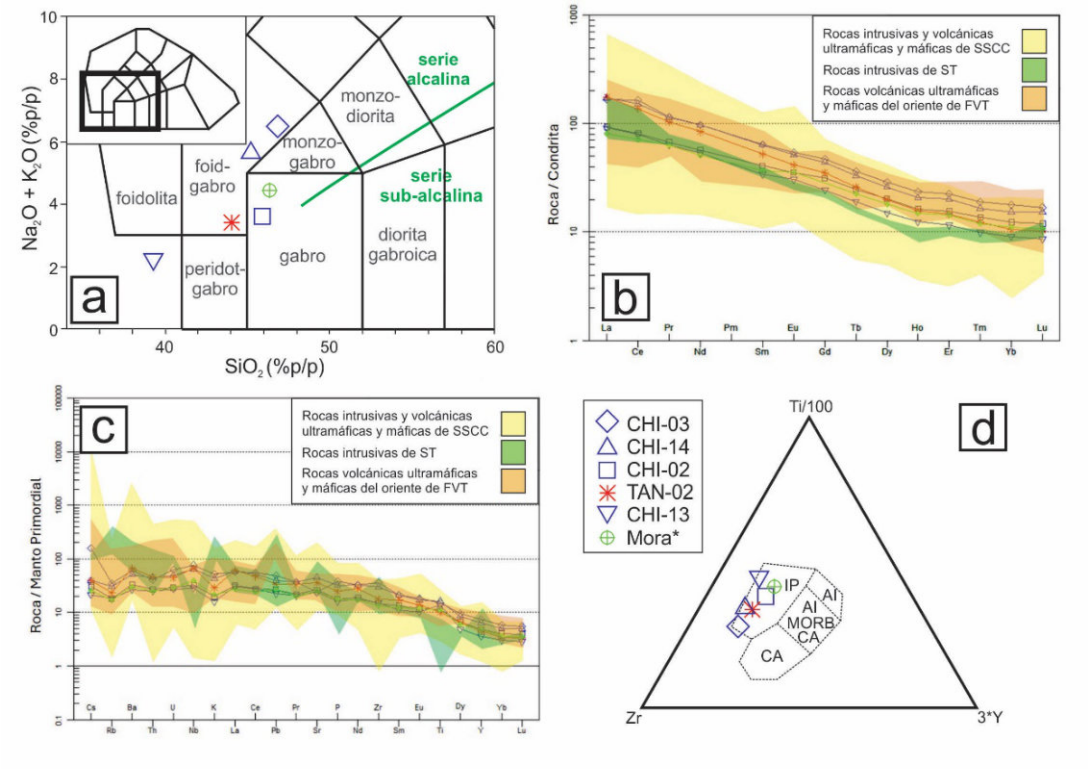


Figura 5. (a) Diagrama de clasificación de rocas intrusivas según Cox et al. (1979), adaptado por Middlemost (1994). La línea curva continua que subdivide las rocas alcalinas de las subalcalinas fue obtenida de Irvine y Baragar (1971). (b) Diagrama de tierras raras de Nakamura (1974) normalizado a condrita con los valores de referencia de McDonough (1989), excepto por Tm obtenido de McDonough y Sun (1995). (c) Diagrama de multielementos normalizado a manto primitivo con los valores de referencia de Sun y McDonough (1989). (d) Diagrama de discriminación tectónica de Pierce y Cann (1973). Simbolos: IP=basalto intra-placa; AI= toleíta de arco de isla; MORB= basalto de dorsal oceánica; CA= basalto calco-alcalino. *La muestra "Mora" es de un intrusivo de la zona Otontepec-Álamo reportada por Viera-Décida (2008).

Conclusiones

Las rocas intrusivas del área Tantoyuca–Álamo son, en su gran mayoría, diques de inclinaciones moderadas a bajas y sills (Figura 3) de composición gabróica y alcalina (Figura 5a).

En conjunto, los patrones REE son comparables con los de las rocas alcalinas de la SSCC y la ST, pero también con las rocas calco-alcalinas máficas de la FVT, con enriquecimientos similares en LREE y ausencia de anomalías significativas de Eu (Figura 5b). Sin embargo, las rocas del oriente de la FVT tienden a exhibir patrones más fraccionados en HREE, mayores anomalías negativas de Eu y relaciones $(La/Tb)_N$ más bajas, de 2.69 a 3.20 (Orozco-Esquivel et al., 2007; Fuentes-Guzmán et al., 2020). En cambio, la relación promedio $(La/Tb)_N \approx 5.14$ de los intrusivos de Otontepec–Álamo sugiere que los magmas fueron derivados de una fuente metasomatizada o con bajo grado de fusión parcial (Rollinson, 1993; Pearce y Peate, 1995). Asimismo, el patrón relativamente plano de las HREE implica una ausencia significativa de granate residual en la fuente (Davidson et al., 2007).

Los intrusivos de la zona Otontepec-Álamo también muestran patrones relativamente planos en el diagrama de multielementos, sin enriquecimientos marcados de elementos de gran campo iónico (LILE). Tampoco muestran fuertes anomalías negativas de Nb o Ti, ni marcadas anomalías positivas en Pb o Sr, como las observadas comúnmente en ambientes de subducción. Además, sus relaciones Th/Nb, Ba/Nb y Ba/Th son significativamente más bajas que las que típicamente caracterizan magmas del oriente de la FVT, donde Th/Nb varía entre 0.13 y 0.58, Ba/Nb entre 21 y 119, y Ba/Th entre 122 y 482 (Orozco-Esquivel et al., 2007). Esta evidencia sugiere una mínima participación de componentes derivados de la placa subducida.

De esta manera, las firmas geoquímicas de los intrusivos de Otontepec–Álamo muestran patrones más compatibles con magmas alcalinos generados en condiciones extensionales o post-colisionales (Figura 5d), como los reportados en la SSCC (e.g., Elizondo-Pacheco et al., 2022) y en la ST (Peña-Alonso et al., 2024).

Estas observaciones apoyan la interpretación en la que los magmas de los intrusivos de Otontepec-Álamo derivaron de una fuente del manto litosférico enriquecido, sin una contribución significativa de material asociado con subducción activa. Por lo tanto, su evolución geoquímica los vincula de manera más estrecha con los magmas de la PAOM que con los de la FVT.

Agradecimientos

Este estudio fue financiado con el proyecto CF-2023-G-448 otorgado al segundo autor por la Secretaría de Ciencia, Humanidades, Tecnología e Innovación (SECIHTI).

Referencias

Aranda-Gómez, J.J., Luhr, J.F., Housh, T.B., Valdez-Moreno, G., Chávez-Cabello, G., 2005, El volcanismo tipo intraplaca del Cenozoico tardío en el centro y norte de México: una revisión: Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, v. 57, p. 187–225.

Camacho-Angulo, F. (1987). Estudios geológicos regional y de semidetalle, alrededor del sitio de Barra El Tordo, Tamaulipas. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, 57-67.

Cantagrel, J.M., Robin, C. (1979). K-Ar dating on eastern Mexican volcanic rocks—relations between the andesitic and the alkaline provinces: Journal of Volcanology and Geothermal Research, v. 5, p. 99–114. 10.1016/0377-0273(79)90035-0

Cox, K.G., Bell, J.D., Pankhurst, R.J., 1979. The Interpretation of Igneous Rocks. George Allen and Unwin, London.

Demant, A., Robin, C., 1975, Las fases del vulcanismo en México: Una síntesis en relación con la evolución geodinámica desde el Cretácico: Revista Mexicana de Ciencias Geológicas, v. 75, p. 66–79.

Davidson, J., Turner, S., Handley, H., Macpherson, C., Dosseto, A. (2007). Amphibole "sponge" in arc crust? Geology, 35(9), 787–790.

Ferrari, L., Tagami, T., Eguchi, M., Orozco-Esquivel, M.T., Petrone, C.M., Jacobo-Albarrán, J., and López-Martínez, M., 2005, Geology, geochronology and tectonic setting of late Cenozoic volcanism along the southwestern Gulf of Mexico: The eastern alkaline province revisited: Journal of Volcanology and Geothermal Research, v. 146, p. 284–306.

Fuentes-Guzmán, E., González-Partida, E., Camprubi, A., Hernandez-Aviles, G., Gabites, J., Iriondo, A., Ruggieri, G., López-Martínez, M., 2020, The Miocene tatatila–las minas IOCG skarn deposits (Veracruz) as a result of adakitic magmatism in the Trans-Mexican Volcanic Belt: Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, v. 72, A110520.

Iriondo, A., Kunk, M.J., Winick, J.A. (2003). 40Ar/39Ar dating studies of minerals and rocks in various areas in Mexico: USGS/CRM scientific collaboration (part I: USGS Open File Report, p. 79.

Iriondo, A., Kunk, M.J., Winick, J.A. (2004). 40Ar/39Ar dating studies of minerals and rocks in various areas in Mexico, USGS/CRM scientific collaboration (part II) (no. 2004-1444), p. 46.

Irvine, T.N.J., Baragar, W.R.A., 1971, A guide to the chemical classification of the common volcanic rocks: Canadian Journal of Earth Sciences, 8, 523–548.

Leal-Cuellar, V. A., Ramírez-Fernández, J. A., González-Guzmán, R., Velasco-Tapia, F., Solari, L., Elizondo-Pacheco, L. A., Montalvo-Arrieta, J.C., Rivera-García, J.J., Weber, B. (2024). Metasomatized mantle under the Eastern Mexican Alkaline Province: evidence from the Oligocene Rincón Murillo Gabbro, Sierra de San Carlos-Cruillas, NE México. International Geology Review, 66(3), 786-813.

López, R. F. (1987). La subsidencia diferencial en La Faja de Oro. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, 37-44.

Loza-Aguirre, I., Solis-Orduña, L.M., Sierra-Rojas, M.I., Bustos-Díaz, S.O., Peña-Alonso, T.A., Corbo-Camargo, F., Puy-Alquiza, M.J., Ramírez-Rangel, D.X., Pooja, K., Miranda-Avilés, R. (2022). Geological map of the distribution of igneous Cenozoic rocks in central Tampico-Misantla Basin. Terra digitalis: International e-journal of maps, 6(1), 1-7.

Maldonado-Lee, J.M., Rosales-Franco, E., Hernández-Loredo, A., Serrano-Gómez, F.J., Membrillo-Ortega, H., Tinajera-Fuentes, E., 2004, Carta Geológico-Minera Tamiahua F14-9.

McDonough, W.F., Sun, S.S., 1995, The composition of the earth: Chemical Geology, v. 120, p. 223–253.

Middlemost E.A.K. 1994. Naming materials in the magma/igneous rocksistem. Earth Science Review, 37, 215-224.

Molina-Garza, R. S., Chávez-Cabello, G., Iriondo, A., Porras-Vázquez, M. A., Terrazas-Calderón, G. D. (2008). Paleomagnetism, structure and 40Ar/39Ar geochronology of the Cerro Mercado pluton, Coahuila: Implications for the timing of the Laramide orogeny in northern Mexico. Revista mexicana de ciencias geológicas, 25(2), 284-301.

Nakamura, N., 1974, Determination of REE, Ba, Fe, Mg, Na and K in carbonaceous and ordinary chondrites: Geochimica et Cosmochimica Acta, 38, 757-775.

Orozco-Esquivel, M.T. (1995). Zur Petrologie des Vulkangebietes von Palma-Sola, Mexiko: ein Beispiel für den Übergang von anorogenem zu orogenem Vulkanismus. (Tesis doctoral) Karlsruher Institut für Technologie, Alemania, 167 p.

Orozco-Esquivel, T., Petrone, C. M., Ferrari, L., Tagami, T., Manetti, P. (2007). Geochemical and isotopic variability in lavas from the eastern Trans-Mexican Volcanic Belt: slab detachment in a subduction zone with varying dip. Lithos, 93(1-2), 149-174.

Pearce, J.A., Cann, J.R. 1973. Tectonic setting of basic volcanic rocks determined using trace element analyses. Earth and Planetary Science Letters 19: 290-300.

Pearce, J. A., Peate, D.W. (1995). Tectonic implications of the composition of volcanic arc magmas. Annual Review of Earth and Planetary Sciences, 23(1), 251–285.

Peña-Alonso, T. A., Loza-Aguirre, I., Abdullin, F., Ramírez-Fernández, J. A., Estrada-Carmona, J., Viera-Décida, F., Castellanos, O., Iriondo, A., Solari, L., Levresse, G. (2024). Geochronology and geochemistry of the El Salvador plutonic complex (Sierra de Tamaulipas, NE Mexico): cenozoic tectonic implications of the eastern Mexican alkaline

province. International Geology Review, 66(16), 2869-2898.

Poliquin, M.J., 2009. Geology, Geochemistry and Age of Intrusion-Related Mineralisation in Eastern Mexico. (Tesis de Doctorado) University of Exeter, UK. 408 p.

Rivera-Garcia, J. J., Ramirez-Fernandez, J. A., Velasco-Tapia, F., Salinas-Jasso, J. A., Orozco-Esquivel, M. T., Stockli, D., Leal-Cuellar, V.A., Elizondo-Pacheco, L. A. (2023). Constraints on the origin of the cenozoic intraplate aldama volcanic field, Tamaulipas, NE Mexico. Journal of South American Earth Sciences, 129, 104508.

Robin, C. (1976). El vulcanismo de las Planicies de la Huasteca (Este de México) datos geoquímicos y petrográficos. Boletín del Instituto de Geología, (96), 28-47.

Rollinson, H. (1993). Using Geochemical Data: Evaluation, Presentation, Interpretation. Longman.

Sun, S.S., McDonough, W.F., 1989, Chemical and isotopic systematics of oceanic basalts: Implications for mantle composition and processes: Geological Society, London, Special Publications, v. 42, p. 313–345.

Valdez Gomez, Maria del Refugio. (1996). "Equinoides exociclicos (Echinodermata-Echinoidea) del terciario de la Cuenca Tampico-Misantla, Tamaulipas-Veracruz, y sus implicaciones paleoecologicas y paleogeograficas". (Tesis de Doctorado). Universidad Nacional Autónoma de México, México.

Viera Décida, F., Ramírez Fernández, J.A., Velasco Tapia, F., Orozco Esquivel, M.T. (2009). Relaciones petrogenéticas del magmatismo en la Provincia Alcalina Oriental Mexicana: Ciencia UANL, v. 12, p. 42–49.

Viera-Décida, F. (2008). Relaciones petrogenéticas del magmatismo en la provincia alcalina oriental mexicana. (Tesis de maestría) Universidad Autónoma de Nuevo León.

Winchester, J.A., Floyd, P.A. 1977. Geochemical discrimination of different magma series and their differentiation products using immobile elements. Chemical Geology, 20, 325-343.

Modelación de horizontes potenciales para la generación de hidrocarburo en miembro Superior e inferior de la Fm. Eagle Ford, Noreste de México.

Elsa Sofia Oñate Reyna[1*], Aurea Yahaira González Betancourt[6], Fernando Nuñez-Useche[6], Juan Josué Enciso-Cárdenas[1,2], Genaro de la Rosa-Rodriguez[1,2,3], Luis Fernando Camacho-Ortegón[1,2], Diana Margarita Garza-Cavazos[1,2].

[1] Centro de Investigación en Geociencias Aplicadas, Universidad Autónoma de Coahuila (UAdeC). 5 de Febrero esq. con Blvd. Simón Bolívar #303-A Col. Independencia, Nueva Rosita, Coahuila, México.
[2] Centro de Estudios e Investigaciones Interdisciplinarios, Universidad Autónoma de Coahuila (UAdeC). Centro Cultural 2° piso. Ciudad Universitaria. Carretera México km 13.C.P. 25350, Arteaga, Coahuila, México.
[3] I3&ID - Fundação/Universidade Fernando Pessoa, Praça de 9 de Abril 349 4249·004, Porto, Portugal.
[6] Instituto de Geología, Universidad Nacional Autónoma de México (UNAM), Alcaldía Coyoacán, 04510, Ciudad de México, México.
*** Autor de correspondencia: elsa.onate@uadec.edu.mx**

Resumen

El objetivo principal de la presente investigación se enfoca en la modelación de horizontes potenciales de generación de hidrocarburos con el software PetroMod de los miembros presentes de la Formación Eagle Ford de la Cuenca de Sabinas, la cual se localiza en el noreste de México, caracterizada por su complejidad estructural y potencial en recursos no convencionales. Este tipo de proyectos contribuye a las aportaciones de modelos predictivos más precisos para las cuencas sedimentarias subexploradas, particularmente en contextos geológicos con influencia tectónica cenozoica. Esto atendiendo el objetivo de generar una propuesta metodológica para llevar un estudio a detalle de las características geoquímicas, termales y estratigráficas, así como las condiciones paleoambientales a las cuales fueron sometidos los distintos miembros de la Formación Eagle Ford, y llevar a cabo una representación gráfica en el modelado de PetroMod (versión 2012.2) en un modelo 1D, complementado con calibración termal mediante datos de reflectancia de vitrinita. La metodología utilizada consistió en una revisión bibliográfica exhaustiva de trabajos previos en la cuenca, además del análisis de información disponible en estudios geológicos de campo, núcleos de perforación y datos geofísicos de sondeos de prospección para su posterior integración y procesamiento mediante un programa de sistema de información geográfica (ArcGIS), permitiendo la confección de mapas estructurales y secciones geológicas detalladas. Estas secciones permitieron identificar las variaciones de profundidades a las que se localiza la Formación Eagle Ford, así como gradientes termales regionales; asimismo, se logró identificar elementos estructurales clave, como fallas inversas y pliegues asociados al sistema orogénico Laramide, que condicionaron los patrones de depositación y maduración térmica de las formaciones presentes en la zona de estudio, proporcionando así un marco conceptual robusto para futuras exploraciones.

Abstract

The primary objective of this investigation focuses on modeling potential hydrocarbon-generating horizons using PetroMod software for the Eagle Ford Formation members within the Sabinas Basin, located in northeastern Mexico - a region characterized by structural complexity and unconventional resource potential. This research contributes to developing more accurate predictive mo-

dels for underexplored sedimentary basins, particularly in geological contexts affected by Cenozoic tectonic influences.

The study aims to establish a methodological framework for conducting detailed analyses of geochemical, thermal, and stratigraphic characteristics, along with paleoenvironmental conditions affecting the Eagle Ford Formation members. This involves creating graphical representations through 1D modeling in PetroMod (version 2012.2), supplemented with thermal calibration using vitrinite reflectance data. The methodology incorporated Comprehensive literature review of previous basin studies, analysis of available field geological data, drill cores, and geophysical well logs, data integration and processing through Geographic Information Systems (ArcGIS) to generate detailed structural maps and geological cross-sections, these cross-sections revealed: Depth variations of the Eagle Ford Formation, regional thermal gradients, key structural elements (including reverse faults and folds associated with the Laramide orogenic system) that governed depositional patterns and thermal maturation of formations in the study área, he findings provide a robust conceptual framework for future exploration initiatives in this geologically complex basin, particularly regarding unconventional resource potential and hydrocarbon generation modeling.

1. Introducción

1.1 Introducción al modelado de PetroMod.

El modelado de cuencas, proporciona un acercamiento integrado para comprender y reconstruir los procesos geológicos importantes que ocurren durante la evolución de cuencas sedimentarias (Welte y Yalcin, 1988; Poelchau et al., 1997). Enfocándose en el reconocimiento y entendimiento de las áreas de producción tomando de base una reconstrucción detallada de las vías de migración y de la historia de llenado de los almacenes de hidrocarburos, por lo cual el modelado de un sistema petrolero es considerado como un procedimiento de análisis de cuencas, que involucra los procesos de migración y evolución a lo largo del tiempo, convirtiéndose en parte fundamental del proceso de simulación de una cuenca (Enciso-Cárdenas, 2015).

El modelado en la versión 2012 del Software PetroMod de Schulmberger está constituido por una serie de componentes que permiten estimar hipotéticamente el potencial de hidrocarburos en una cuenca que se pretende ser estudiada.

En el caso de los modelos 1D se encargan de realizar la reconstrucción de la historia de la madurez térmica derivadas de los análisis de Pirolisis Rock-Eval de la roca generadora o roca madre, lo cual permite determinar el tiempo de generación y expulsión de hidrocarburos (Hantschel & Kauerauf, 2009). Los modelos 2D son a partir de secciones transversales, donde se obtienen simulaciones de la migración de hidrocarburos en trampas estructurales o estratigráficas, evalúa los efectos de las fallas que pueden ser sellantes o vías de migración, así mismo, permite tener acceso a una visualización de la interacción entre la dinámica de cuencas y acumulación de hidrocarburos (Allen & Allen, 2013).

1.2 Marco Geológico

La Cuenca de Sabinas es considerada como una depresión de aproximadamente de 37,000 localizada al Noreste de la República Mexicana (Figura 1) y delimitada por altos estructurales como lo son: La Península de Coahuila, la plataforma Burro-Peyotes y el arco de Tamaulipas y fallas como La Babia y San Marcos. Su origen está principalmente asociado a la extensión marina del Golfo de México que ha evolucionado dentro del área creada, por la separación de Norteamérica, Sudamérica y África desde el rompimiento de Pangea en el Jurásico (Pindell y Kennan, 2009). Los sedimentos se depositaron en un ambiente marino con aporte de terrígenos y rocas generadoras las cuales corresponden a las formaciones La Casita, La Peña e Eagle Ford (González-Partida et al., s.f.).

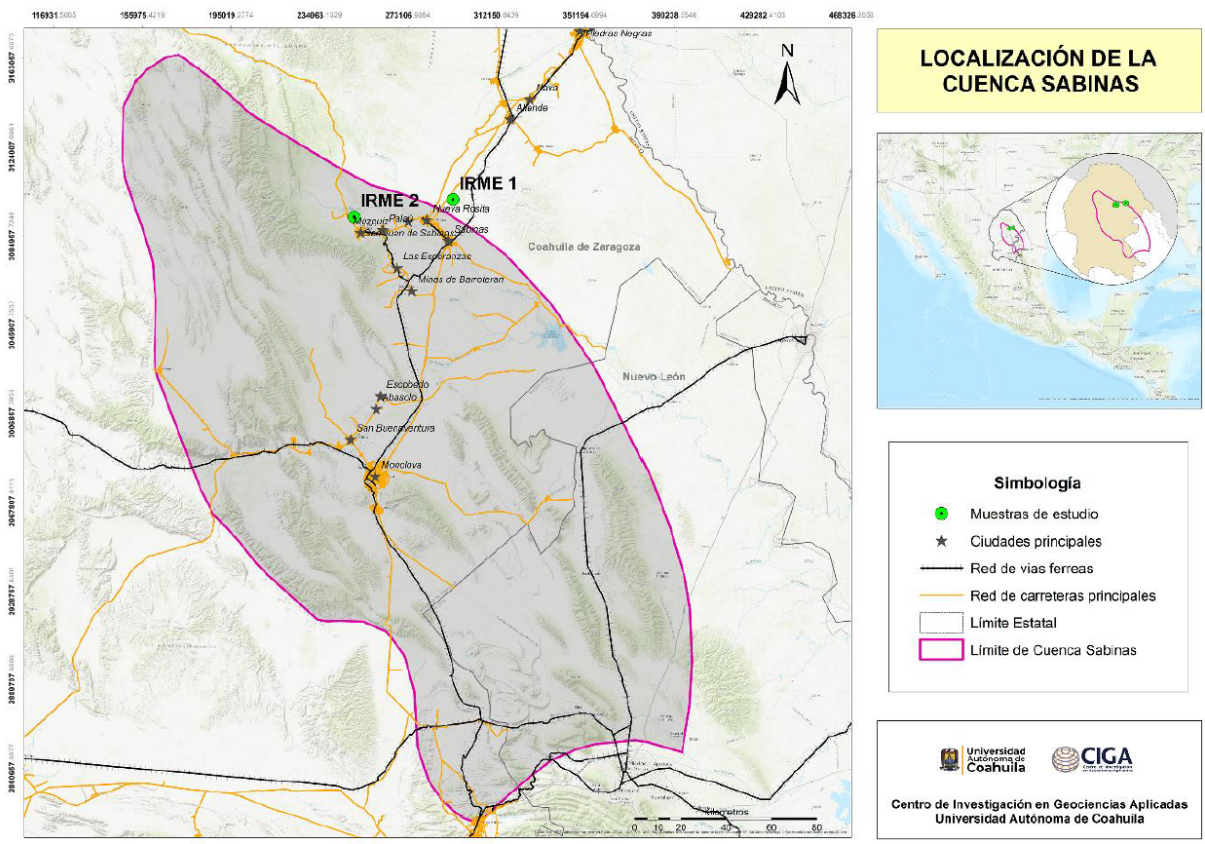


Figura 1. Mapa de Localización de la Cuenca de Sabinas.

El desarrollo de la evolución de la Cuenca de Sabinas fue influido por cinco eventos principales, los cuales son: La Orogenia Marathon-Ouachita, la separación del mega continente de Pengea, la apertura del Golfo de México, una etapa de subsidencia termo tectónica y la Orogenia Laramide (González-Betancourt, 2018).

1.2.1 Evolución Tectonica de la Cuenca de Sabinas

El marco geológico del noreste de México, es complejo desde el punto de vista de la geología estructural, debido a su relación con la apertura del Golfo de México. También es compleja en el sentido petrolero, debido a que en la Cuenca Sabinas se encuentran diversos yacimientos de hidrocarburos (gas, shale gas y carbón) (Enciso Cárdenas, 2015).

La Cuenca de Sabinas está limitada por los bloques paleotectónicos y paleogeográficos de Coahuila al suroeste, y de Tamaulipas al noreste. Su límite se extiende longitudinalmente al noroeste, donde se une con la Cuenca de Chihuahua, mientras que al sureste se une al paleo Golfo de México (Eguiluz de Antuñano, 2011). Dentro de la cuenca hay bloques de menor tamaño, conocidos como Isla La Mula e Isla Monclova (Figura 2) (Eguíluz de Antuñano, 2001).

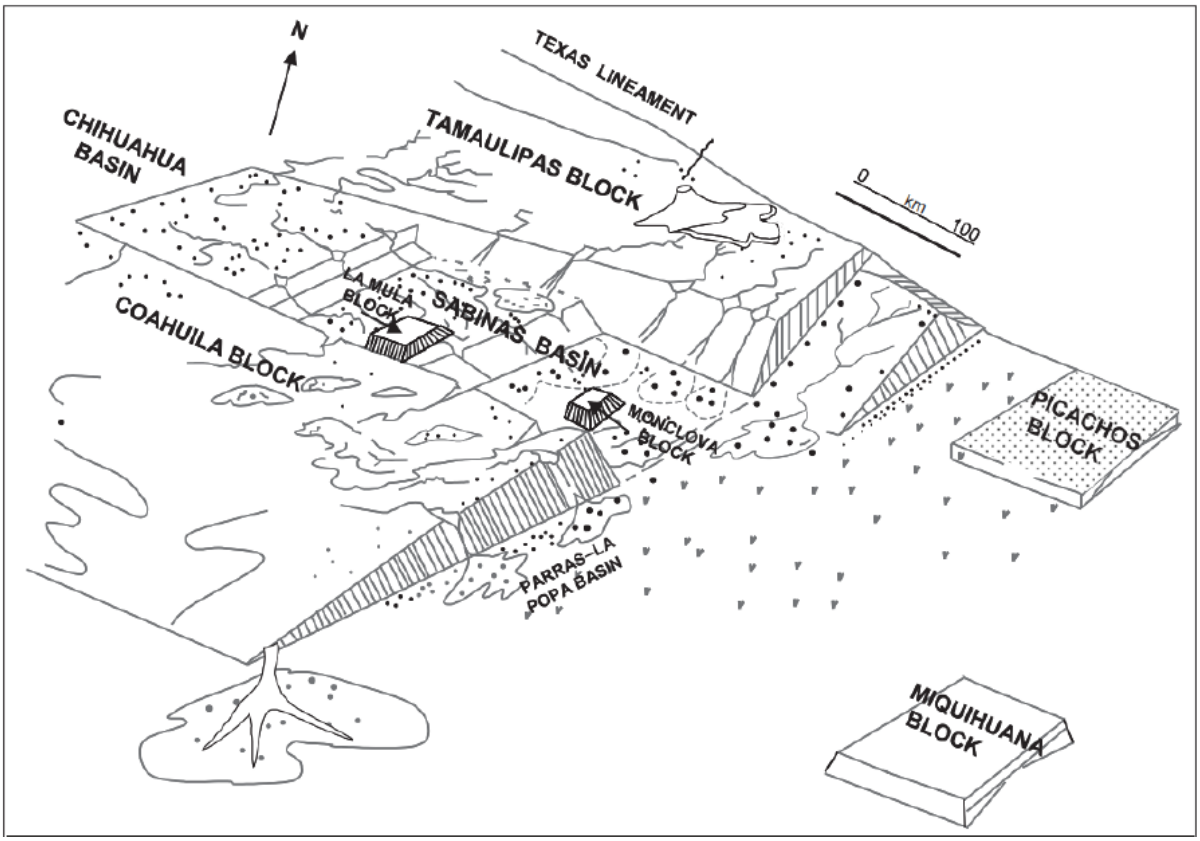


Figura 2. Configuración de la Cuenca de Sabinas a mediados del Jurásico. Extraído de (Eguíluz de Antuñano, 2001)

El desarrollo estructural de la cuenca fue influenciado por los eventos tectónicos ocurridos en el noreste del país, de los cuales se reconocen cinco estados tectónicos principales (Cuevas-Leree, 1984):

1. **Orogenia Apalachiana—Ouachita del Paleozoico Tardío.** (Goldhammer, 1999).
2. **Evento extensional Mesozoico.** (Cuevas-Leree, 1984; Eguíluz de Antuñano, 2001; Goldhammer, 1999).
3. **Subsidencia del Jurásico Tardío al Cretácico Tardío.** (Goldhammer, 1999; Cuevas-Leree, 1984).
4. **Orogenia Laramídica del Cretácico Tardío al Terciario Temprano.** (Cuevas-Leree, 1984; Chávez-Cabello, 2005).
5. **Levantamiento Cenozoico y erosión.** (Cuevas-Leree, 1984; Chávez-Cabello, 2005).

Los eventos anteriores no solo influenciaron la configuración estructural en el Noreste de México, sino también las secuencias sedimentarias depositadas durante este periodo en la región, incluyendo la Cuenca de Sabinas (Garza-Cavazos, 2024).

1.2.2 Formación Eagle Ford

GYMSA (2003) en SGM (2016) la describe a la formación Eagle Ford como una lutita de color gris claro, gris y café claro, que intemperizan a amarillo claro, casi blanco con textura calichosa; se presentan en horizontes laminares que forman capas de 2.5 a 10 cm y en esporádicos bancos de hasta 40 cm de potencia, en donde es posible apreciar delgados horizontes calcáreos de poco más de 1 cm; mientras que la caliza presenta textura wackstone con fragmentos del tamaño de limo y arena fina, dispuestos en horizontes laminares Se ha reportado un espesor mínimo de 45 m, máximo de 480 m, y promedio de 200 m (Santamaría et al., 1991), 300 m en la Cuenca de Sabinas (Eguiluz, 2001). El ambiente de depósito representa un sistema transgresivo depositado en un ambiente nerítico-medio (Eguiluz, 2001 en SGM, 2016).

Los depósitos pelágicos del Cenomaniano – Turoniano de las formaciones Buda e Eagle Ford fueron acumulados después del final de la inundación de las plataformas carbonatadas y durante un aumento importante del nivel del mar en la curva eustática de Haq et al. (1987). Esta depositación fue coetánea con la actividad volcánica del Pacífico, lo cual provocó la acumulación de capas de bentonita en el Golfo de México (Enciso-Cárdenas et al., 2021; Martini & Ortega, 2018). El aumento del nivel del mar mencionado provocó un evento de inundación eustático de primer y segundo orden que conecto el Golfo de México con el Mar Interior Occidental del Cretácico durante el Cenomaniano (Goldhammer & Johnson, 2001).

La Formación Eagle Ford en Estados Unidos es de gran importancia debido a su capacidad de producir tanto gas y aceite. El play de esta formación se extiende de la frontera con México hacia el este de Texas, y contiene un porcentaje de carbonatos mayor al de arcillas, siendo superior al 70% hacia el sur de Texas, incrementando paulatinamente el contenido de arcillas hacia el noreste (Railroad Commission of Texas, s.f.).

Miceli-Romero (2014), reporta que esta formación en Estados Unidos presenta variaciones mínimas en el tipo de materia orgánica y condiciones de ambiente de depósito, observándose características geoquímicas similares, aún en muestras separadas por áreas importantes, lo que apunta a un origen común de la materia orgánica.

2. Metodología.

El presente trabajo sobre modelación de horizontes potenciales de generación de hidrocarburos con el software PetroMod de los miembros presentes de la Formación Eagle Ford de la Cuenca Sabinas siguió una metodología sistemática (Figura 3) que comprende las siguientes actividades:

1. Integración de una base de datos multindicadora para el desarrollo de modelado geológico y modelado PetroMod 1D.
2. Modelado geológico y correlación de pozos para la generación de secciones geológicas entre los pozos IRME-1 e IRME-2 auxiliada de pozos exploratorios realizados por CFE.
3. Construcción de modelado PetroMod 1D y simulación de sepultamiento y flujo de calor de dos pozos.

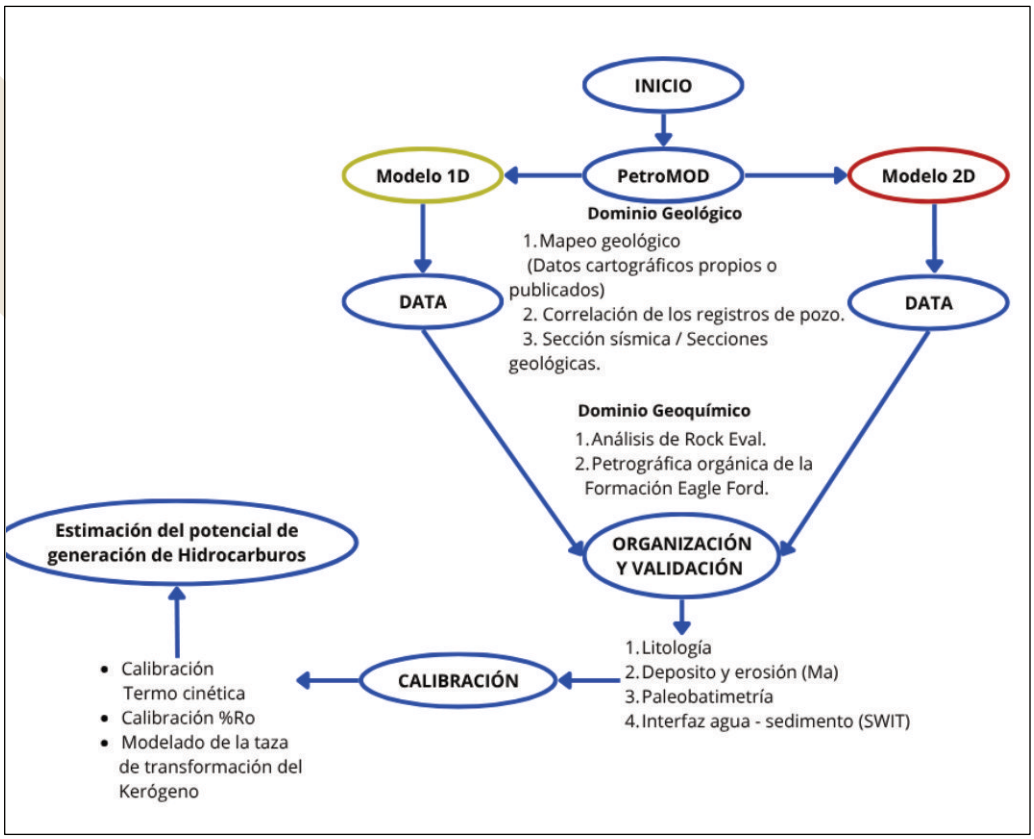


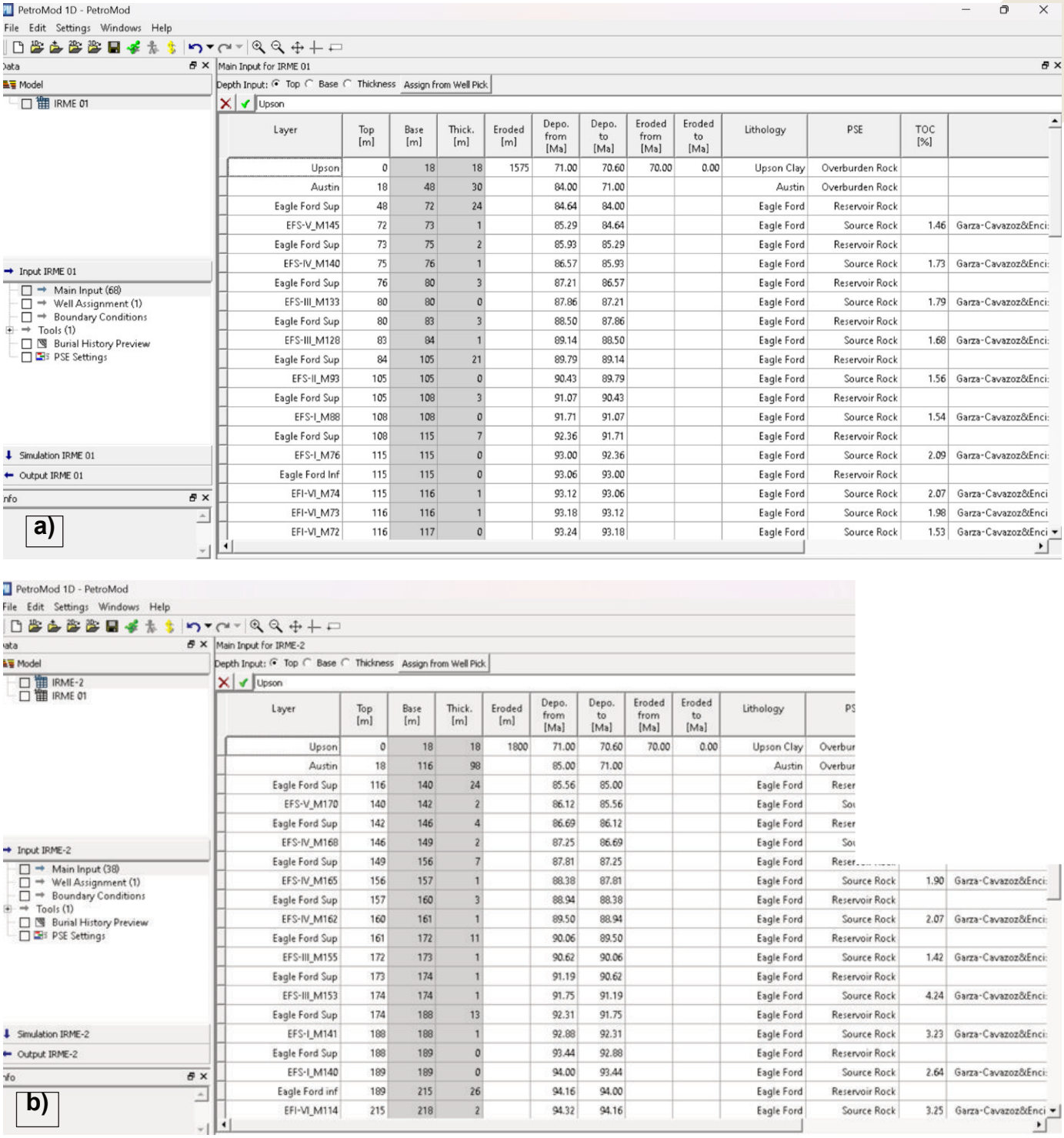
Figura 3. Resumen esquemático de la metodología empleada en este proyecto.

3. Resultados

3.1. Integración de una base de datos multindicadora para el desarrollo de modelado geológico y modelado PetroMod 1D y 2D.

Dado que la calidad de la información es crucial para el método de Chen y Jiang (2015) se realizó un filtrado exahusitvo de la base de datos, que eliminara cualquier valor anómalo, que pudiera afectar la reconstrucción. El criterio de filtrado utilizado en este proyecto, se basó en el utilizado por los autores para la Formación Duvernay, representante del kerógeno Tipo II, removiendo las muestras con valores de TOC < 1.5%, Tmax < 400°C y/o S2 < 0.5 mgHC/g Roca.

Solo 50 muestras de 57 del núcleo IRME-1, pasaron estos filtros (Figura 4a), pero de las 117 muestras del núcleo IRME-2, solo 17 cumplieron con los criterios, lo que refleja su avanzado estado de madurez (Figura 4b).



Layer	Top [m]	Base [m]	Thick. [m]	Eroded [m]	Depo. from [Ma]	Depo. to [Ma]	Eroded from [Ma]	Eroded to [Ma]	Lithology	PSE	TOC [%]	
Upson	0	18	18	1575	71.00	70.60	70.00	0.00	Upson Clay	Overburden Rock		
Austin	18	48	30		84.00	71.00			Austin	Overburden Rock		
Eagle Ford Sup	48	72	24		84.64	84.00			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-V_M145	72	73	1		85.29	84.64			Eagle Ford	Source Rock	1.46	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	73	75	2		85.93	85.29			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-IV_M140	75	76	1		86.57	85.93			Eagle Ford	Source Rock	1.73	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	76	80	3		87.21	86.57			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-III_M133	80	80	0		87.86	87.21			Eagle Ford	Source Rock	1.79	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	80	83	3		88.50	87.86			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-III_M128	83	84	1		89.14	88.50			Eagle Ford	Source Rock	1.68	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	84	105	21		89.79	89.14			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-II_M93	105	105	0		90.43	89.79			Eagle Ford	Source Rock	1.56	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	105	108	3		91.07	90.43			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-I_M88	108	108	0		91.71	91.07			Eagle Ford	Source Rock	1.54	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	108	115	7		92.36	91.71			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-I_M76	115	115	0		93.00	92.36			Eagle Ford	Source Rock	2.09	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Inf	115	115	0		93.06	93.00			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFI-VI_M74	115	116	1		93.12	93.06			Eagle Ford	Source Rock	2.07	Garza-Cavazoz&Enci
EFI-VI_M73	116	116	1		93.18	93.12			Eagle Ford	Source Rock	1.98	Garza-Cavazoz&Enci
EFI-VI_M72	116	117	0		93.24	93.18			Eagle Ford	Source Rock	1.53	Garza-Cavazoz&Enci

Layer	Top [m]	Base [m]	Thick. [m]	Eroded [m]	Depo. from [Ma]	Depo. to [Ma]	Eroded from [Ma]	Eroded to [Ma]	Lithology	PS		
Upson	0	18	18	1800	71.00	70.60	70.00	0.00	Upson Clay	Overbur		
Austin	18	116	98		85.00	71.00			Austin	Overbur		
Eagle Ford Sup	116	140	24		85.56	85.00			Eagle Ford	Reser		
EFS-V_M170	140	142	2		86.12	85.56			Eagle Ford	So		
Eagle Ford Sup	142	146	4		86.69	86.12			Eagle Ford	Reser		
EFS-IV_M168	146	149	2		87.25	86.69			Eagle Ford	So		
Eagle Ford Sup	149	156	7		87.81	87.25			Eagle Ford	Reser		
EFS-IV_M165	156	157	1		88.38	87.81			Eagle Ford	Source Rock	1.90	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	157	160	3		88.94	88.38			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-IV_M162	160	161	1		89.50	88.94			Eagle Ford	Source Rock	2.07	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	161	172	11		90.06	89.50			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-III_M155	172	173	1		90.62	90.06			Eagle Ford	Source Rock	1.42	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	173	174	1		91.19	90.62			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-III_M153	174	174	1		91.75	91.19			Eagle Ford	Source Rock	4.24	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	174	188	13		92.31	91.75			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-I_M141	188	188	1		92.88	92.31			Eagle Ford	Source Rock	3.23	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford Sup	188	189	0		93.44	92.88			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFS-I_M140	189	189	0		94.00	93.44			Eagle Ford	Source Rock	2.64	Garza-Cavazoz&Enci:
Eagle Ford inf	189	215	26		94.16	94.00			Eagle Ford	Reservoir Rock		
EFI-VI_M114	215	218	2		94.32	94.16			Eagle Ford	Source Rock	3.25	Garza-Cavazoz&Enci

Figura 4. a) datos utilizados pozo IRME-1, b) datos utilizados pozo IRME-2.

3.2 Modelado geológico y correlación de pozos para la generación de secciones geológicas entre los pozos IRME-1 e IRME-2 auxiliada de pozos exploratorios realizados por CFE.

Como resultado principal del modelado geologico se tiene la distribucion espacial de los pozos exploratorios dentro de la zona de estudio (Fugura 5) y la seccion geologica se pudo observar que en la zona de estudio se presentan un sistema de fallas del tipo normal este fenomeno se puede asociar los regimenes extensionales que fue sometida la cuenca durante su evolución tectonica (Figura 6).

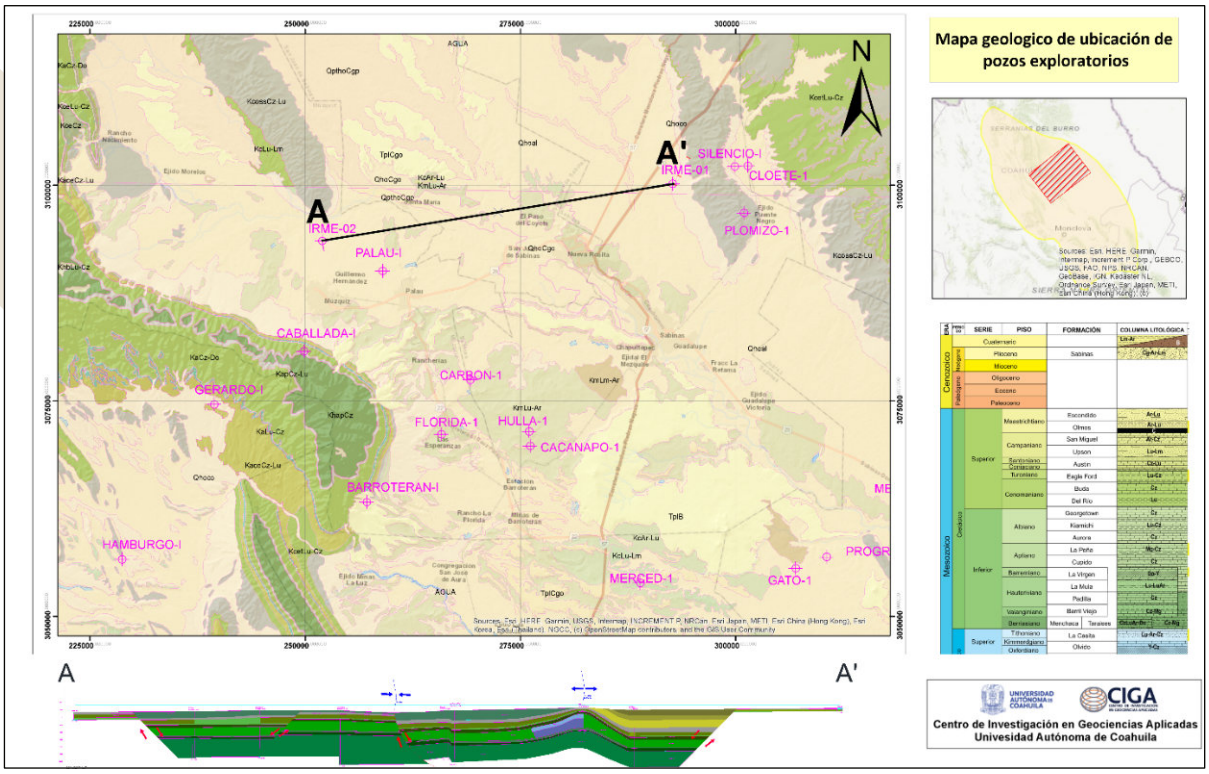


Figura 5. Mapa geologico de ubicación de pozos exploratorios.

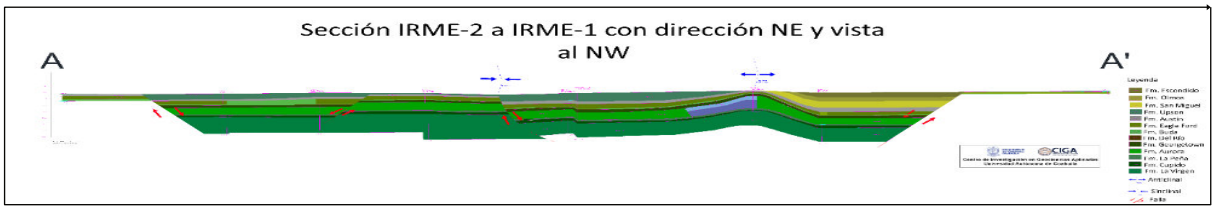


Figura 6. Seccion geologica

3.3 Resultado de la construcción de modelado PetroMod 1D y simulación de sepultamiento y flujo de calor de dos pozos.

Para la construcción de la historia térmica se emplearon los valores de paleo-batimetría (PDW), temperaturas de interfaz agua-sedimento (SWT) y de flujo de calor (HF), como base para el modelado (Figura 7).

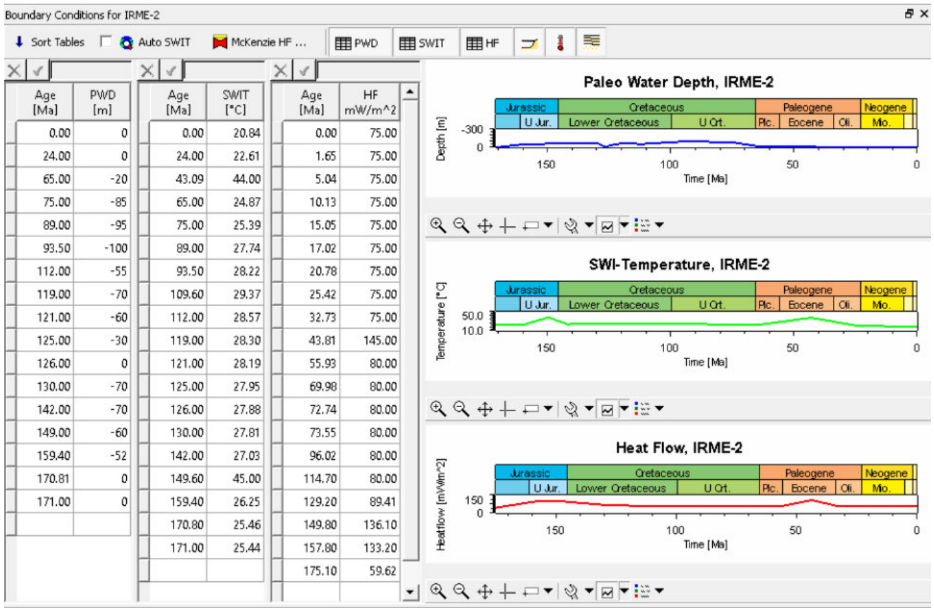


Figura 7. valores de paleobatimetría (PDW), temperaturas de interfaz agua-sedimento (SWT) y de flujo de calor (HF).

La calibración de las temperaturas experimentadas en el área de estudio, se realizó utilizaron los valores de reflectancia de vitrinita equivalente calculados (Figura 8), y se ingresaron al editor de pozos del software PetroMod. Posteriormente, se ajustaron los valores de erosión y flujos de calor en ambos pozos.

	PM True Vertical Depth [m]	True Vertical Depth [m]	PM Measured Depth [m]	Measured Depth [m]	Value [%Ro]	Min [%Ro]	Max [%Ro]	Color	Symbol	Symbol Size
1	237	237	237	237	1.38				Solid Circle	8

Figura 8. Valores de reflectancia de vitrinita equivalente calculados.

Este ajuste tenía como objetivo que las temperaturas modeladas, representadas por una línea de tendencia, se alinearan con las máximas temperaturas experimentadas en la zona de los pozos, representadas por la reflectancia de la vitrinita, obteniéndose al final el ajuste presentado en la Figura 9.

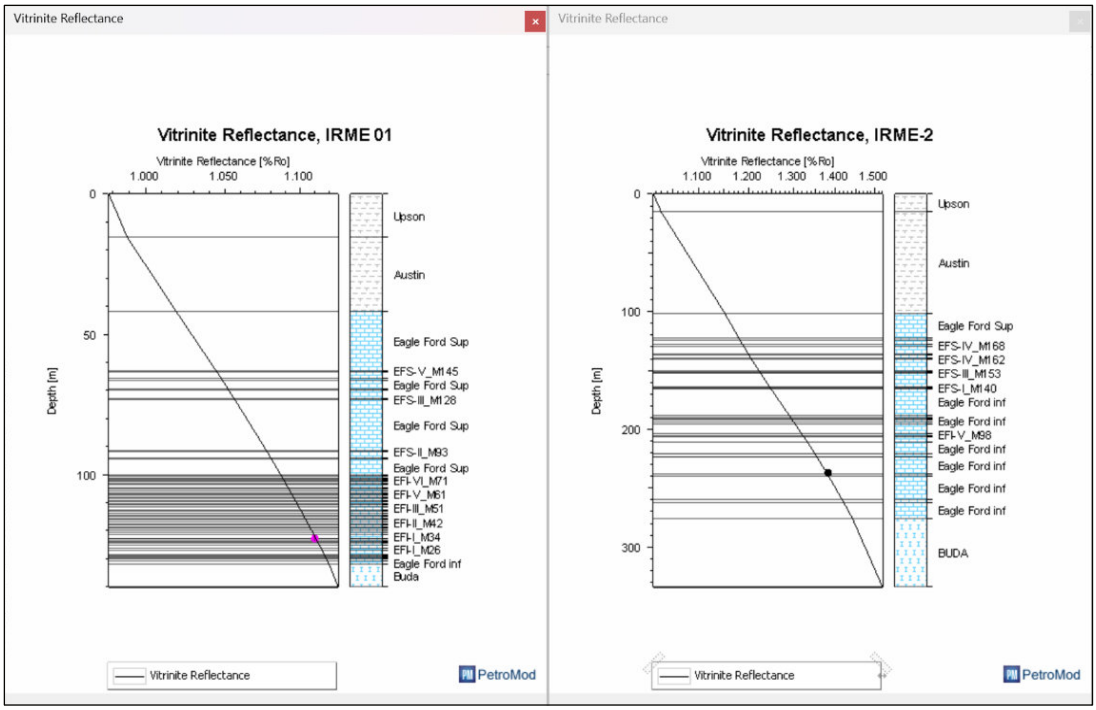


Figura 9. Calibración de reflectancia vitrinita

Después de la calibración del modelo, se obtienen las temperaturas estimadas para ambos pozos. Después de la calibración del modelo, se obtienen las temperaturas estimadas para ambos pozos. Para el pozo IRME-1 se estimó la temperatura máxima de 168.53°C a los 69.58 M.a. En el caso del pozo IRME-2 se estimó la máxima temperatura a los 69.98 M.a., alcanzando los 180.34°C, donde ambas temperaturas estuvieron relacionadas a la profundidad de sepultamiento de la formación (Figura 10).

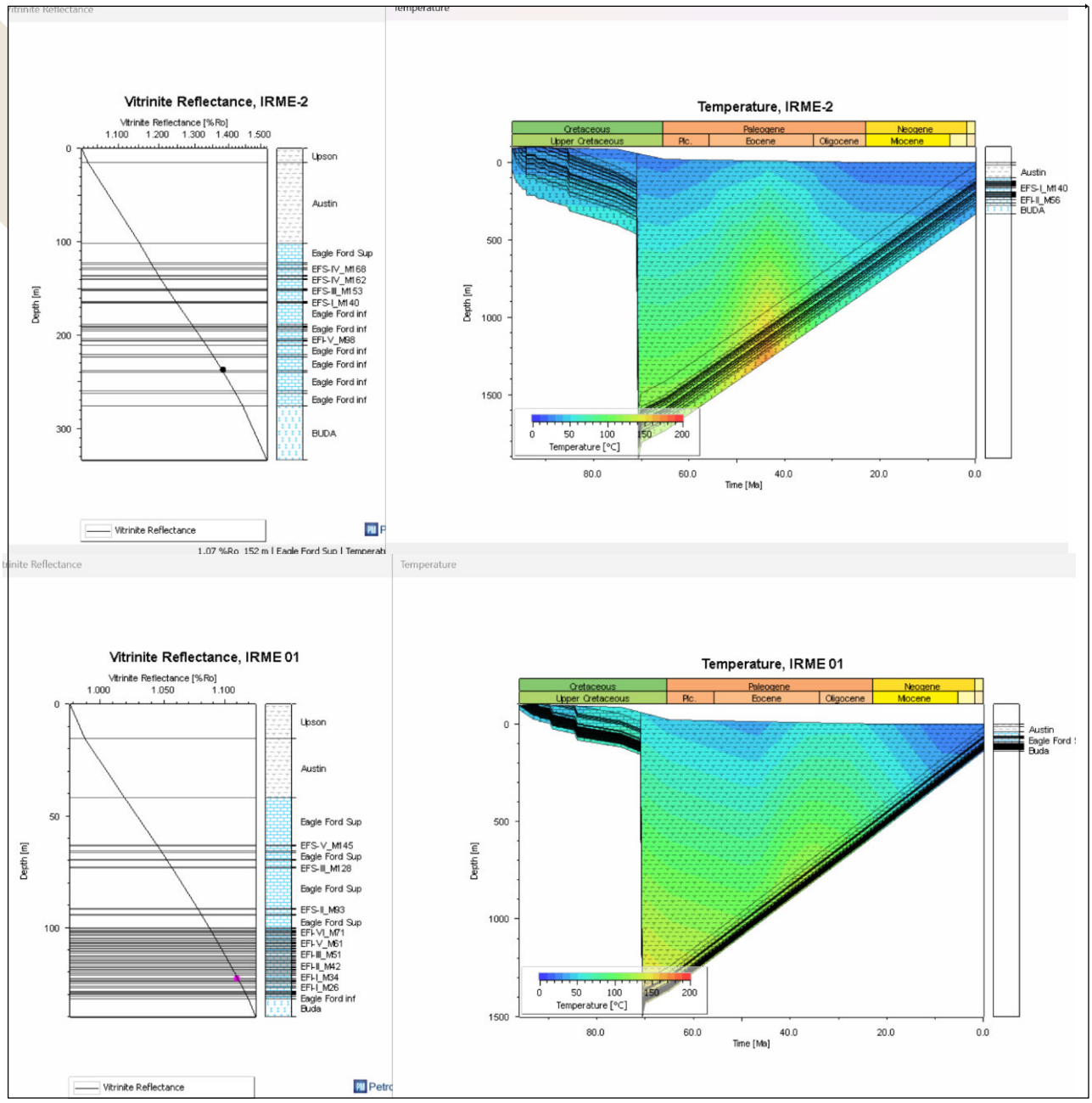


Figura 10. Resultado de simulación de temperatura IRME-1 e IRME-2.

4. Agradecimientos

Este proyecto de investigacion ha sido realizado gracias al apoyo de: La Universidad Autónoma de Coahuila por brindarme la oportunidad de ingresar el programa de Maestría en Geología de Hidrocarburos que se imparte en el Centro de Investigación en Geociencias Aplicadas, el Centro de Investigación en Geociencias Aplacadas de la UAdeC, que corresponde al centro piloto donde se desarrolló el presente trabajo de investigación, brindando el acceso a los diferentes laboratorios para la caracterización de muestras del proyecto, la Universidad Nacional Autónoma de México UNAM, por el apoyo brindado para el desarrollo del presente proyecto a través de su infraestructura científica y tecnológica, el Instituto de Geología de la UNAM, en particular al grupo de investigación lidereado por el Dr. Fernando Núñez Useche, quien coordinó los trabajos de descripción y caracterización de núcleos IRME 1 - IRME 2 que sirvieron de base para el desarrollo del presente trabajo de investigación, el Proyecto Impulsa 059 denominado "Evaluación de la madurez térmica del carbón para la estimación del potencial de almacenamiento

geológico de dióxido de carbono (CO2) en la Cuenca de Sabinas. Una alternativa sustentable para el aprovechamiento del carbón en México", por el financiamiento para el análisis de muestras de pirolisis Rock-Eval, el Proyecto PAPIIT-IN107422 titulado "Ambiente de depósito y potencial generador de hidrocarburos de las sucesiones sedimentarias del Cenomaniano-Turoniano en el NE de México", para el desarrollo de análisis de caracterización de los Núcleos IRME 1 - IRME 2, el Proyecto FONCYT COAH-2022-C19-C076 denominado "Evaluación del potencial generador de hidrocarburos y su correlación con el ambiente de depósito de las sucesiones sedimentarias del Cenomaniano-Turoniano en la Cuenca de Sabinas, NE de México", para el desarrollo de caracterización de muestras por petrografía Orgánica.

Referencias Bibliográficas

Allen, P. A., & Allen, J. R. (2013). Basin Analysis: Principles and Application to Petroleum Play Assessment (3rd ed.). Wiley-Blackwell.

Chávez-Cabello, G., 2005. Deformación y Magmatismo Cenozoico en el Sur de la Cuenca de Sabinas, Coahuila, México. [Arte] (Centro de Geociencias, Universidad Nacional Autónoma de México).

Chen, Z. & Jiang, C., 2015. A data driven model for studying kerogen kinetics with application examples from Canadian sedimentary basins. Marine and Petroleum Geology, Volumen 67, pp. 795-803.

Cuevas-Leree, J. A., 1984. Análisis de subsidencia e historia térmica en la Cuenca de Sabinas, noreste de México. Boletín de la Asociación Mexicana de Geólogos Petroleros, 34(2), pp. 56-100

Eguiluz de Antuñano, S., 2011. Secuencias estratigráficas del Berriasiano–Aptiano en la Cuenca de Sabinas: su significado en el entendimiento de la evolución geológica del noreste mexicano. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, 63(2), pp. 285-311.

Enciso Cárdenas, J. J., 2015. Estudio de las propiedades de adsorción – desorción de gases en los sistemas petroleros no convencionales en México y su aplicacion al modelo cinético de generación de hidrocarburos.. [Arte] (Université de Lorraine).
estratigráfico de México.

Goldhammer, R. K., 1999. Mesozoic Sequence Stratigraphy and Paleogeographic Evolution of Northeast Mexico. Geological Society of America, Volumen Special Paper 340.

González Betancourt, A. Y., González Partida, E., Piedad Sánchez, N., Carrillo Chávez, A., González Ruiz, L. E., & González Ruiz, D. (2020). Diagenésis de la Formación Eagle Ford y sus marcadores térmicos como productora de gas no convencional. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, 72(2).

González-Partida, E., González Ruiz, L. E., Pironon, J., Romero-Rojas, M. C., & González-Betancourt, A. Y. (s.f.). Potencial Energetico del NE de México a partir de la evolución térmica de las cuencas de Sabinas Chihuahua.

Hantschel, T., & Kauerauf, A. I. (2009). Fundamentals of Basin and Petroleum Systems Modeling. Springer. https://doi.org/10.1007/978-3-540-72318-9

Miceli-Romero, A. A., 2014. Subsurface and Outcrop Organic Geochemistry of the Eagle Ford Shale in West, Southwest, Central and East Texas. [Arte] (School of Geology and Geophysics, University of Oklahoma).

Pindell, J.L., & Kennan, L. (2009). Tectonic evolution of the Gulf of Mexico, Caribbean and northem South America in the mantle reference frame: an update. Geologica Society, 328, pp. 1-55.

Poelchau H.S, Baker D.R, Hantschel, T., Horsfield. B., y Wygrala. B., 1997. Basin Simulation and the Design of the Conceptual Basin Model. In Welte DH, Horsfield B, Baker DR (eds) Petroleum and basin evolution. Springer, Heidelberg, p. 3-70.

Railroad Commission of Texas, s.f. Eagle Ford Shale. Information & Statistics. [En línea] Available at: https://www.rrc.texas.gov/oil-and-gas/major-oil-and-gas-formations/eagle-ford-shale/ [Último acceso: 11 2023].

Servicio Geológico Mexicano [SGM] (2016). Formación Eagle Ford. Léxico

Welte, D.H., y Yalcin, M.N., 1988.Basin modelling – a new comprehensive method in petroleum geology. Organic Geochemistry, 13, p 141-151.

CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA Y TEXTURAL PARA CUERPOS DE REEMPLAZAMIENTO Pb–Zn EN EL YACIMIENTO DE TAYAHUA.

Edson Alejandro Sánchez Arévalo

Contacto:
ea.sanchez@minerafrisco.com.mx
Frisco Investigación y Desarrollo

Resumen

El yacimiento polimetálico Tayahua-Salaverna está localizado en el centro-norte de México (nororiente de Zacatecas) en el entorno del distrito minero Concepción del Oro. Esta zona forma parte de la provincia geológica del Cinturón Mexicano de Pliegues y Cabalgaduras, caracterizada por rocas mesozoicas deformadas, predominantemente carbonatadas y clásticas, que han sido sometidas a procesos de compresión y acortamiento tectónico, así como intruidas por cuerpos plutónicos calco-alcalinos fértiles. El sistema mineralizado está conformado por dos estilos principales de mineralización i.e., skarn y cuerpos de reemplazamiento. Estos últimos presentes de forma aislada, controlados por litología y estructural, desarrollándose preferentemente en contactos intrusivo-sedimentos y en discontinuidades intraformacionales. El cuerpo intrusivo mineralizante es una roca ígnea de textura porfídica, inequigranular, grano fino a medio, compuesta por fenocristales de plagioclasa, biotita, cuarzo, hornblenda y esfena, los cuales presentan alteración hidrotermal por clorita, sericita y, local epidota, con mineralización en venas de calcopirita y sulfosales del tipo tetraedrita-tenantita (cobres grises), estos últimos diseminados en una matriz microcristalina cuarzo-feldespática. Los cuerpos de reemplazamiento muestran características mineralógicas típicas de un sistema de exoskarn distal, con transición hacia condiciones epitermales. La roca encajonante es mayormente caliza impura, con ensamble mineral dominado por calcita y carbonatos microcristalinos-masivos, acompañados por cuarzo y calcedonia en venas, así como relleno de cavidades. Wollastonita, cordierita, sericita, anhidrita y yeso fueron identificadas localmente, así como clorita y epidota subordinadas. La mineralización metálica económica está representada por sulfuros incluyendo: galena, esfalerita y calcopirita, además, sulfosales como bournonita, lo cual sugiere condiciones de deposición polimetálica en un sistema hidrotermal telescopado.

Abstract

The Tayahua-Salaverna polymetallic ore deposit is in north-central Mexico, (northeastern of Zacatecas), near the Concepción del Oro mining district. This area is part of the Mexican Fold and Thrust Belt geological province, characterized by deformed Mesozoic rocks, predominantly carbonate and clastic, that have been subjected to tectonic compression and shortening processes, as well as intruded by fertile calc-alkaline plutonic bodies. The Tayahua-Salaverna mineralized system is composed of two main styles of mineralization: skarn and replacement ore bodies. The latter are present in isolation, controlled by lithology and structure, and develop preferably at intrusive-sediment contacts and intraformational discontinuities. The mineralizing intrusive body is an igneous rock with a porphyritic, unequigranular, fine- to medium-grained texture, composed of phenocrysts of plagioclase, biotite, quartz, hornblende and sphene, which present hydrothermal alteration by chlorite, sericite and, locally, epidote, with mineralization in chalcopyrite veins and tetrahedrite-tennantite sulfosalts (gray coppers), the latter disseminated in a quartz-feldspathic microcrystalline matrix. The replacement ore bodies exhibit mineralogical characteristics typical of a distal exoskarn system, with a transition to epithermal conditions. The country host rock is mostly impure limestone, with a mineral assemblage dominated by calcite and massive microcrystalline carbonates, accompanied by quartz and chalcedony in veins and cavity filling. Wollastonite, cordierite, sericite, anhydrite, and gypsum were locally identified, as well as subordinate chlorite and epidote. Metallic economic mineralization is represented by sulfides including galena, sphalerite, and chalcopyrite, as well as bour-

nonite-type sulfosalts, suggesting polymetallic deposition conditions like a telescoped hydrothermal system.

Introducción

El análisis mineralógico y textural en el proceso geometalúrgico, que abarca desde prospección-exploración hasta el proceso de deposición de jales, permite entender el comportamiento del yacimiento y su procesamiento, para esto, buscamos entender e integrar información geológica, mineralógica, metalúrgica y minera, con el fin de maximizar la eficiencia del proceso, reducir costos y anticipar riesgos operativos, contribuyendo a la rentabilidad y sostenibilidad. La caracterización mineralógica direccionada a la exploración y prospección minera juega un papel crucial, es referida a la identificación y análisis de los minerales presentes en un ejemplar representativo, entendiendo así su textura, distribución y asociaciones, que nos ayudan para la identificación de los recursos minerales, ubicación geoespacial en el depósito o yacimiento mineral y posibles interferentes en el proceso metalúrgico. La descripción de la textura en roca es comúnmente usada en geología por petrólogos; describe las relaciones espaciales intergranulares y las características morfológicas de los componentes principales (agregados minerales) de la roca, dependiendo de cuatro factores: a) tamaño del grano, b) forma del grano, c) grado de cristalinidad, d) relación entre los contactos de los granos (Tarbuck y Lutgens, 2005).

Metodología

La caracterización de especies minerales fue realizada con la técnica de microscopía óptica para estudio petrográfico-mineragráfico y paragénesis; Esta técnica fue aplicada sobre muestras representativas provenientes de mantos y cuerpos de reemplazamiento de Minera Tayahua, que son la mena de sulfuros polimetálicos de Pb-Zn, Cu y Fe, para la obtención de concentrados económicos de plomo y zinc.

Contexto geológico

El yacimiento Tayahua-Salaverna es aledaño al distrito minero Concepción del Oro, sobre el nororiente del Estado de Zacatecas (Figura 1). Este sitio está ubicado entre la porción oriente del valle de Mazapil y la parte central de la sierra Concepción del Oro, donde la topografía es generalmente semiplana con colinas en la porción occidental y abrupta en la porción norte, alcanzando elevaciones entre 2,437 a 3,150 m.s.n.m. El basamento en esta zona corresponde al terreno Sierra Madre (Campa y Coney, 1983) y que corresponde a la provincia geológica del Cinturón Mexicano de Pliegues y Cabalgaduras (Ortega Gutiérrez et. al., 1992) caracterizada por una secuencia mesozoica calcárea-arcillosa deformada por procesos de compresión y acortamiento e intruida por plutones ígneos.

Este yacimiento está conformado por dos principales tipos de depósitos incluyendo sistema de skarn con mineralización de cobre, plomo, zinc, plata y oro subordinado, así como, cuerpos de remplazamiento con mineralización de zinc, plomo, plata, cobre y oro subordinado (Rocha-Rocha, et. al. 2023). Los cuerpos de reemplazamiento generalmente están aislados entre sí, desarrollados entre controles litológicos y estructurales (contacto intrusivo-secuencia sedimentaria y contactos intraformacionales). Estos cuerpos son irregulares, con extensión mayor en sección vertical que en sección horizontal, semejando depósitos tipo chimeneas con forma sigmoidal pero conectados al sistema metasomático. La mineralogía de los depósitos de reemplazamiento consiste en hidróxidos y óxidos en superficie y niveles someros, profundizando con incremento de sulfuros y sulfosales (Rocha-Rocha, et. al. 2023).

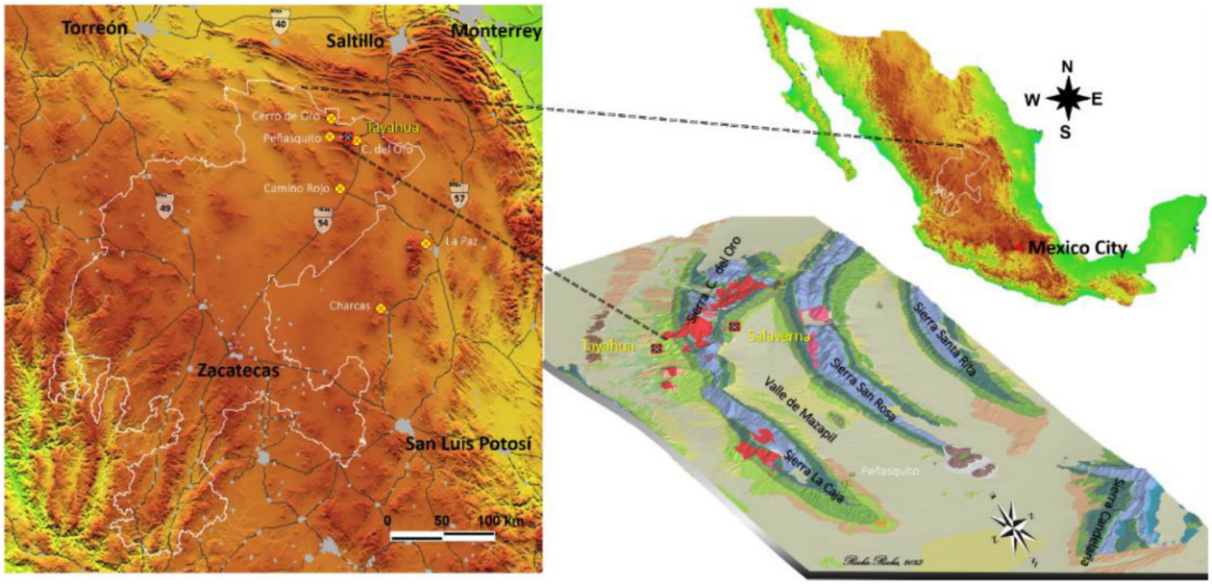


Figura 1. Mapa de ubicación del depósito Tayahua-Salaverna, tomado de Rocha-Rocha et. al. 2023.

Caracterización mineralógica

Petrografía, mineragrafía y secuencia paragénetica.

El análisis petrográfico-mineragráfico inició con selección muestras representativas correspondientes al intrusivo generador de mineralización en el distrito minero Tayahua-Salavera y a zonas de reemplazamiento de sulfuros Pb-Zn. El objetivo fue documentar la paragénesis mineral para estos cuerpos de reemplazamiento.

Intrusivo cuarzo-diorítico

El plutón mineralizante corresponde a una roca ígnea intrusiva de textura porfídica, inequigranular, de grano fino a medio, compuesta por cristales de plagioclasa, biotita, cuarzo, hornblenda y esfena, con sobreimpresión de clorita, sericita y local epidota. Exhibe mineralización por calcopirita en venas y cobres grises (tetraedrita-tenantita) diseminados. Estos minerales flotan en una matriz microcristalina cuarzo-feldespática (Figura 2). La plagioclasa exhibe forma euhedral, hábito prismático, macla polisintética, zonación, tamaño de 0.5 a 3.2 mm y reemplazamiento parcial por sericita. La biotita presenta forma subhedral-euhedral, habito laminar, crucero en una dirección y tamaño de 0.3 a 2.6 mm, con parcial reemplazamiento por clorita. El cuarzo exhibe forma granular, habito anhedral, bahías de reabsorción y tamaño de 0.2 a 2.2. La hornblenda presenta forma subhedral-euhedral, hábito prismático, crucero en dos direcciones ≠90°, reemplazamiento por clorita y tamaño de 0.2 a 1 mm. La esfena presenta forma euhedral, hábito romboidal, local reemplazamiento por cobres grises y tamaño de ±1 mm. El intrusivo fue clasificado como plutón de composición diorítica rico en cuarzo, i.e., cuarzodiorítico (Comisión de Streckeisen 1973).

La presencia de cuarzo con bahías de reabsorción podría indicar cambio y fertilidad en el sistema magmático, posiblemente pulsos magmáticos-hidrotermales de diferente temperatura. Las plagioclasas alteradas a sericita, así como la alteración de biotitas por clorita indican una sobreimpresión de alteraciones hidrotermales encontradas en el plutón mencionado. La calcopirita está presente de manera diseminada y en venas asociada con pirita, exhibe forma anhedral, hábito granular y tamaño que varía de <0.1 a 0.4 mm. Los cobres grises están diseminados en la roca, exhibe forma anhedral, hábito granular y tamaño de <0.1 a 0.4 mm.

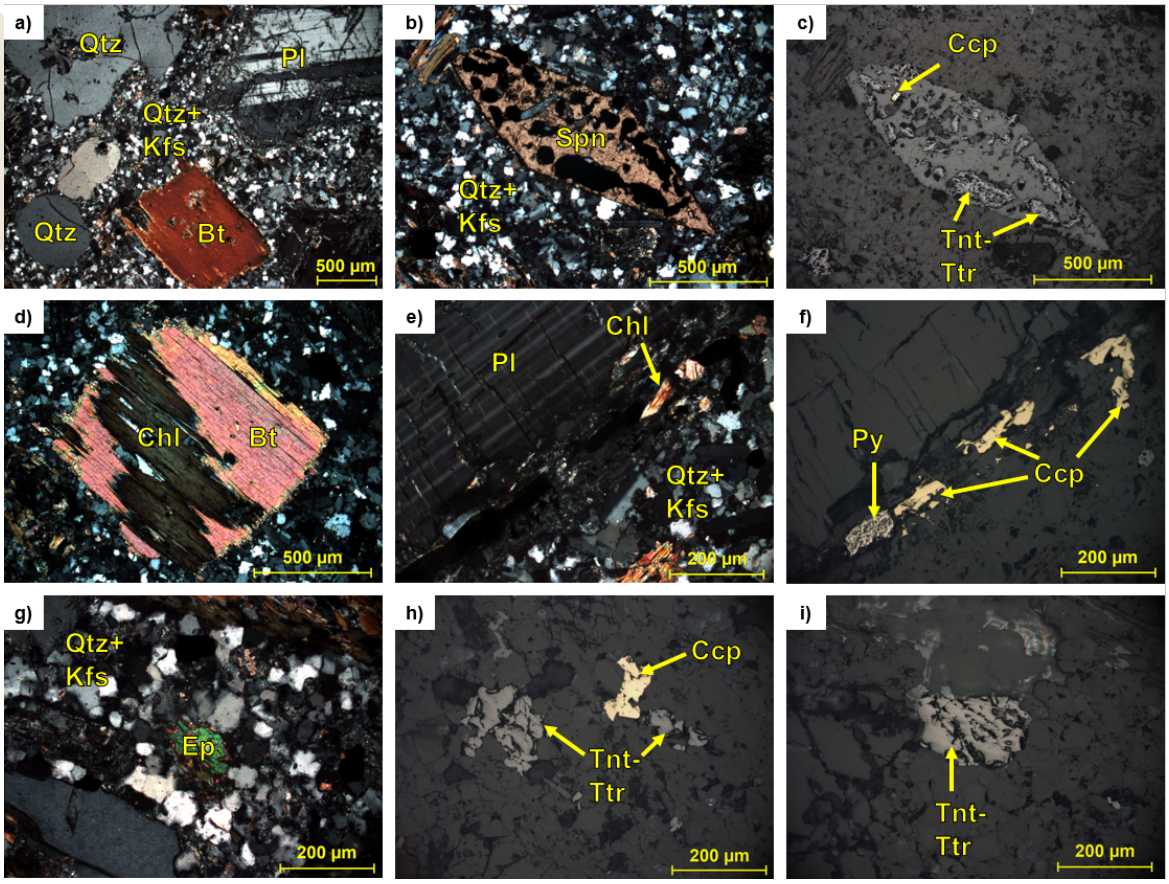


Figura 2. Micrografías representativas mostrando mineralogía y textura: a) Nótese cristales prismáticos de plagioclasa, cristales anhedrales de cuarzo y biotita laminar, esto en una matriz cuarzo-feldespática microcristalina, LP; b) Cristal euhedral de esfena; LP; c) Cristal de esfena con reemplazamiento por cobres grises (tenantita-tetraedrita) y calcopirita, LR; d) Cristal laminar de biotita reemplazado parcialmente por clorita, LP; e) Plagioclasa exhibiendo macla polisintética y vena de minerales opacos y clorita, LP; f) Vena rellena de calcopirita y pirita; LR; g) Cristal granular de epidota, LP; h) Calcopirita y cobres grises diseminados, LR; i) Cobres grises diseminados, LR. LP: Luz polarizad; LR: Luz reflejada; Pl: plagioclasa; Qtz: Cuarzo; Kfs; Feldespato-K; Bt: Biotita; Spn: Esfena; Ttr: Tetraedrita; Tnt: Tenantita; Chl: Clorita; Ccp: Calcopirita; Py: Pirita; Ep: Epidota.

Cuerpos de reemplazamiento Pb-Zn

Los cuerpos de reemplazamiento exhiben una mineralogía característica de un sistema de exoskarn distal, en transición con sistema epitermal, donde la roca encajonante corresponde a una caliza impura. La mineralogía está dominada principalmente por calcita y carbonatos microcristalinos a masivos, con cuarzo-calcedonia en venas y relleno de cavidades. Wollastonita, cordierita, sericita, anhidrita y yeso en menor cantidad, con local clorita y epidota (Figura 3). La mineralización económica de sulfuros incluye galena, esfalerita, calcopirita y bournonita (sulfosal) (Figura 4).

La calcita exhibe forma anhedral, hábito granular a poligonal y tamaño de <0.1 a 0.7 mm y acompañada de carbonatos (carbonato 1) anhedrales masivos con tamaño <0.1 mm, así como venas acompañadas de cuarzo y calcedonia que cortan la mineralización metálica. El cuarzo y la calcedonia están presentes como relleno de cavidades y en venas, cuarzo presenta forma subhedral a euhedral, hábito prismático a poligonal, localmente exhibe forma anhedral, hábito granular y textura jigsaw. La calcedonia presenta forma subhedral, hábito acicular radial y de tamaño de <0.1 a 0.5 mm.

Los minerales de origen metasomático y metamorfismo de contacto, están presentes como alteración de la roca encajonante. La wollastonita exhibe forma subhedral, hábito prismático alargado-acicular y tamaño de 0.1 a 1.6 mm, con sobreimpresión moderada de

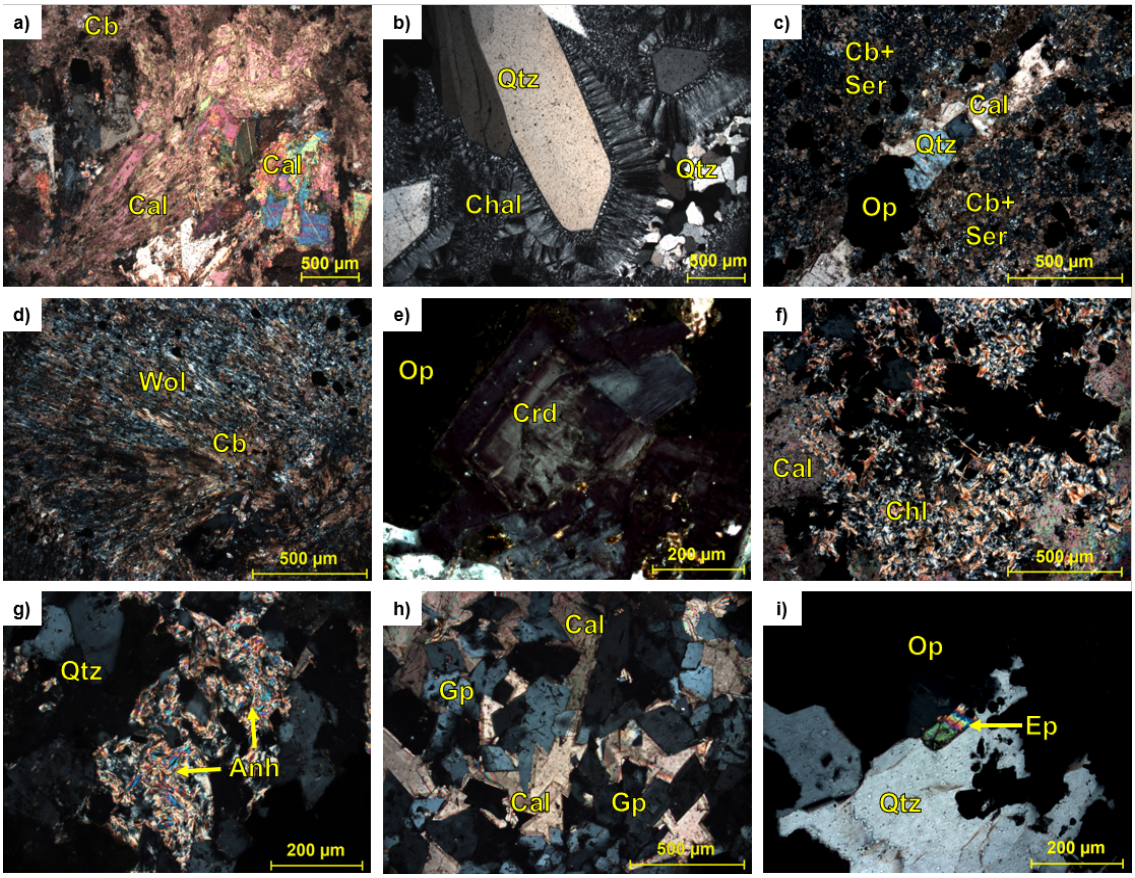


Figura 3. Micrografías representativas de la mineralogía y textura de los cuerpos de reemplazamiento, luz transmitida polarizada: a) Caliza como recristalización de la roca encajonante, con carbonatos microcristalinos; b) Vena rellena de cuarzo prismático, granular y calcedonia; c) Vena rellena de calcita y cuarzo que corta la roca encajonante, la cual es sobreimpresa por sericita y carbonatos; d) Cristales columnares-aciculares de wollastonita sobreimpresos por carbonatos; e) Cristal euhedral de cordierita; f) Agregado de cristales laminares de clorita que sobreimprimen calcita y minerales opacos; g) Anhidrita intersticial en cristales de cuarzo; h) Cristales euhedrales de yeso creciendo de manera intersticial en calcita; i) Cristal euhedral de epidota. Cal: Calcita; Cb: Carbonatos; Qtz: Cuarzo; Chal: Calcedonia; Ser: Sericita: Op; Mineral opaco; Wol: Wollastonita; Crd: Cordierita; Chl: Clorita; Anh: Anhidrita; Gp: Yeso; Ep: Epidota.

carbonatos. La cordierita, que es de origen metamórfico, exhibe forma anhedral-subhedral, hábito poligonal a granular y tamaño de 0.2 a 1.5 mm. La anhidrita está presente de manera intersticial entre cristales de calcita, cuarzo y minerales opacos, presenta forma subhedral, hábito laminar y tamaño <0.1 mm, con agregados de hasta 0.4 mm. El yeso está presente como intercrecimiento en calcita y minerales metálicos, exhibe forma euhedral, hábito romboidal y tamaño de <0.1 a 0.5 mm. Sericita sobreimprime minerales primarios en grado débil, exhibe forma subhedral, hábito laminar y tamaño <0.05 mm. La clorita está presente subordinada, exhibe forma subhedral, hábito laminar y tamaño <0.1 mm, en agregados con tamaño de hasta 1.7 mm. La epidota exhibe forma euhedral-subhedral, hábito prismático y tamaño <0.15 mm, está de manera local en el depósito. Carbonatos (carbonatos 2) retrógrados sobreimprimen toda la mineralogía descrita, presentan forma anhedral, hábito granular y tamaño <0.01 mm.

Los minerales metálicos identificados en los ejemplares están representados por pirita, esfalerita, galena, bournonita y calcopirita subordinada.

Pirita está presente en dos generaciones: la pirita 1, está relacionada con el evento metasomático que depositó los sulfuros de metales base, presenta forma anhedral, hábito granular a masivo, está presente en agregados con tamaño de <0.1 a 3 mm y es reemplazada por esfalerita y galena. La pirita de segunda generación corresponde al evento de alteración fílica, está presente de manera subordi-

nada, exhibe forma euhedral-subhedral, hábito pentagonal, cubico y poligonal, reemplazando parcialmente a los sulfuros metálicos de metales base. La esfalerita, siguiente en orden de cristalización, presenta agregados masivos de forma anhedral, con tamaño de 0.1 a 30 mm, la esfalerita es coetánea con galena, aunque esta última abarca más tiempo de cristalización; la galena presenta forma anhedral, hábito masivo, macla triangular y tamaño <0.1 a 25 mm.

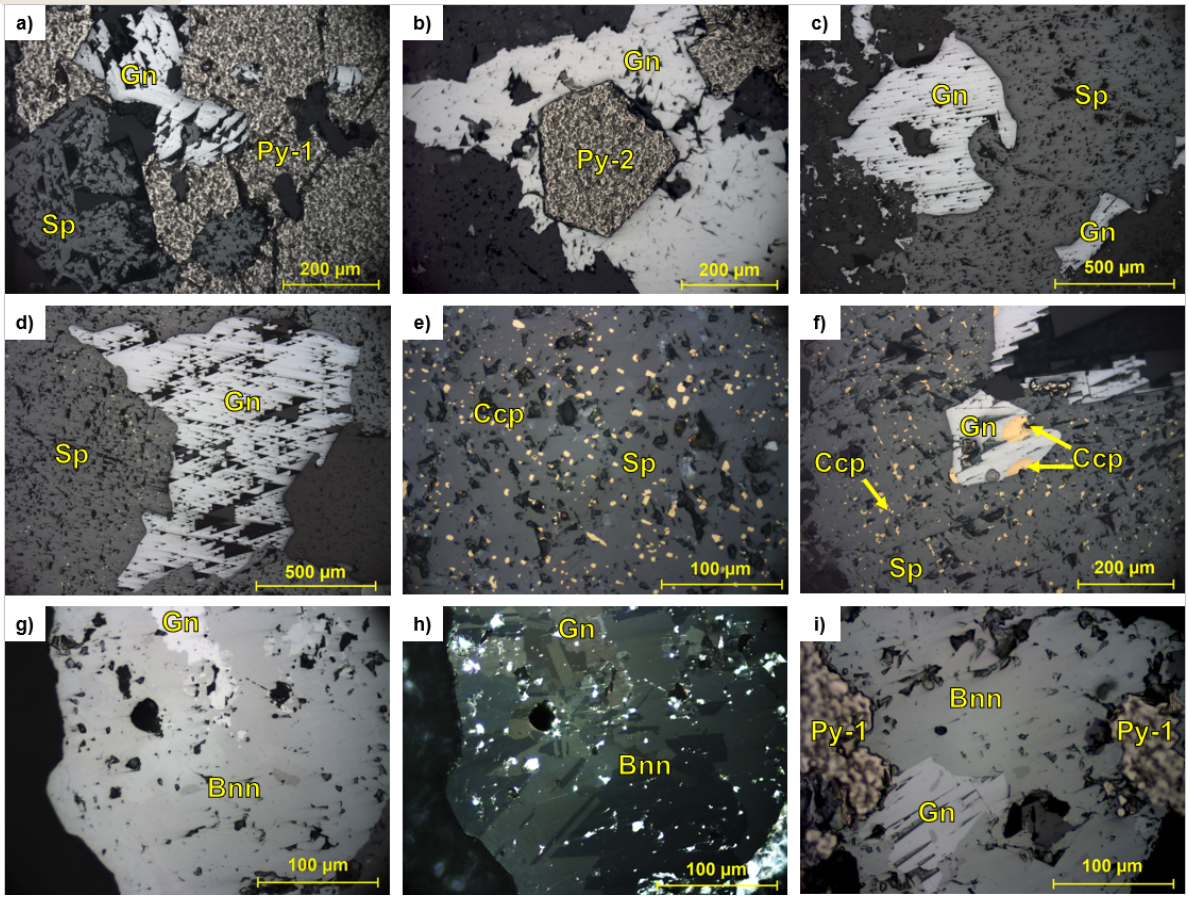


Figura 4. Micrografías representativas de la mineralogía y textura de los cuerpos de reemplazamiento, luz reflejada: a) Pirita 1 siendo reemplazada por esfalerita y galena; b) Pirita 2 euhedral, reemplazando a galena; c) Galena reemplazando a esfalerita; d) Esfalerita y galena exhibiendo coetaneidad; e) Esfalerita reemplazada por calcopirita en pequeñas oclusiones granulares; f) Esfalerita reemplazada por galena, ambas reemplazadas por calcopirita; g) Galena reemplazando a bournonita; h) Micrografía "g)" con luz reflejada polarizada exhibiendo anisotropía de bournonita; i) Pirita 1 reemplazada por bournonita y estas reemplazadas por galena. Py: pirita; Sp: Esfalerita: Gn; Galena; Ccp: Calcopirita; Bnn: Bournonita.

La calcopirita reemplaza a esfalerita y galena; en la esfalerita reemplaza a manera de oclusiones con tamaño <0.05 mm diseminadas y siguiendo líneas de crucero. La bournonita es anterior a galena, pero parcialmente coetáneas, está presenta forma anhedral, hábito masivo, anisotropía elevada de tono gris, gris azulado y gris marrón, con tamaño que varía de <0.1 a 1.9 mm.

Secuencia paragenética

La etapa magmática está caracterizada por la cristalización de minerales típicos de un magma intermedio a ácido, i.e. plagioclasa, hornblenda, esfena, biotita y cuarzo, que marcan la evolución de un intrusivo cuarzo-diorítico. Esta etapa representa el origen del sistema sobre el cual ocurrieron los eventos hidrotermales posteriores.

Tabla 1. Secuencia paragenética.

	Eventos	Mineral	Magmático	Magmático-hidrotermal	Hidrotermal
Intrusivo Cuarzo-diorítico	Cristalización	Plagioclasa			
		Hornblenda			
		Esfena			
		Biotita			
		Cuarzo			
	Mineralización tipo pórfido	Calcopirita			
		Cobres grises			
		Clorita			
		Sericita			
Mantos de reemplazamiento	Mineralización tipo *skarn*	Calcita			
		Carbonatos 1			
		Cordierita			
		Wollastonita			
		Pirita 1			
		Esfalerita			
		Bournonita			
		Galena			
		Calcopirita			
		Anhidrita			
		Yeso			
	Mineralización tipo epitermal	Cuarzo			
		Calcedonia			
	Alteración fílica	Sericita			
		Pirita 2			
	Mineralización retrógrada	Clorita			
		Epidota			
		Carbonatos 2			

El stage magmático-hidrotermal inicia con la exsolución de fluidos mineralizantes que marcan el inicio del depósito tipo pórfido de cobre, el cual está caracterizado por calcopirita con sulfosales de cobre (e.g. tetraedrita-tenantita) en venas y diseminados por el espécimen, sugiriendo etapas de despresurización del sistema.

La mineralización en los cuerpos de reemplazamiento ocurre en contacto con una roca carbonatada impura que da lugar al desarrollo de exoskarn: calcita, carbonatos anhedrales, cordierita y wollastonita son los principales productos del metasomatismo. Económicamente, hay presencia de sulfuros de fierro, zinc, plomo y cobre, con sulfosales de plomo; la paragénesis mineral indica que cristaliza inicialmente pirita, para proseguir con esfalerita y posteriormente bournonita parcialmente coetánea con galena, aunque esta última, un poco tardía en relación, esto para terminar con el depósito de calcopirita como oclusiones preferenciales en esfalerita y galena. Anhidrita y yeso aparecen como productos de interacción tardía con fluidos más oxidados y enfriados, en la porción distal del sistema.

Las fracciones de depósito tipo epitermal están representadas por la precipitación de cuarzo y calcedonia, que rellenan venas y cavidades. Esto sugiere una transición hacia condiciones de menor temperatura y presión.

En una etapa más tardía en el sistema, es la alteración fílica caracterizada por la sobreimpresión de sericita y la cristalización de pirita secundaria. Alteración retrograda marca el cierre del sistema, aquí cristaliza clorita, epidota y carbonatos, los cuales precipitan en

forma diseminada, indicando así, enfriamiento progresivo del sistema y circulación de fluidos de menor temperatura.

Conclusiones

El yacimiento mineral Tayahua representa un depósito polimetálico complejo y telescopado, controlado por la interacción de un intrusivo cuarzodiorítico y una secuencia carbonatada impura. Su evolución está marcada por una historia geológica multiepisódica que incluye etapas magmáticas e hidrotermales, responsables de una variada secuencia de alteración y mineralización superpuesta.

Durante la etapa magmática cristalizó minerales primarios como plagioclasa, hornblenda, biotita, cuarzo y esfena, dentro de un cuerpo ígneo de composición intermedia (cuarzodiorítico). Este intrusivo actúa como fuente del sistema hidrotermal subsecuente.

En la transición magmático-hidrotermal, es desarrollada mineralización tipo pórfido de cobre, caracterizada por la cristalización de calcopirita, sulfosales de cobre (cobres grises), clorita y sericita, asociadas a venas y como reemplazamiento de minerales primarios.

Posteriormente, el sistema evolucionó hacia una fase de reemplazamiento tipo skarn, en contacto con calizas impuras, generando un ensamble mineral metasomático compuesto por wollastonita, cordierita, calcita y pirita, seguida por importante mineralización de sulfuros de metales base (esfalerita, galena, bournonita y calcopirita), en asociación sulfatos tardíos (anhidrita y yeso), que marcan condiciones oxidantes y distales de la fuente. La sobreposición de mineralización tipo epitermal es evidenciada por la presencia de cuarzo y calcedonia en venas y relleno de cavidades, lo que sugiere un descenso progresivo en la temperatura y presión del sistema.

Fases más tardías de alteración fílica y argílica, manifestadas por el desarrollo de sericita, arcillas y una segunda generación de pirita, revelan la continuidad de la actividad hidrotermal.

Finalmente, el sistema culmina con una alteración retrógrada, registrada por la precipitación de carbonatos microcristalinos, junto con clorita y epidota, lo cual indica el cierre del sistema bajo condiciones de enfriamiento y menor circulación de fluidos mineralizantes.

Agradecimientos

El autor agradece gratamente a la empresa Minera Frisco SAB de CV, por el apoyo brindado en la realización del presente trabajo, así como también a los ingenieros Gerardo Kuri Kaufmann, Luis Eduardo Ramírez Correa, Dante Enrique Aguilar Casillas y al Dr. Macario Rocha Rocha, quienes impulsaron la participación en la XXXVI Convención Internacional Minera. De igual manera le es grato agradecer a los compañeros del departamento de Caracterización Mineralógica, parte del centro de investigación “Frisco Investigación y Desarrollo” lidereados por la M. en C. Dulce Berenice Vargas de Santiago. También, es grato agradecer a el equipo de exploración en Unidad Tayahua, parte de Grupo Frisco.

Bibliografía

Campa, M.F. y Coney P.J., 1983. Tectonostratigraphic terranes and mineral resource distribution in México: Canadian Journal of Earth Sciences, v.20.

Ortega-Gutiérrez, F., 1992. Texto Explicativo de la quinta edición de la Carta Geológica de la República Mexicana 1:2'000,000. México: UNAM, Instituto de Geología, Print.

Rocha-Rocha, M., López-Juárez, A., Pinagua-Lizarraga, G., 2023. Tayahua I: yacimiento polimetálico de clase mundial y origen hidrotermal magmático: una aportación del contexto geotectónico, geología económica y geometalurgia: XXXV Convención Internacional de Minería México 2023.

Sillitoe, R. H., 2010. Porphyry copper systems: Economic Geology, 105(1), 3–41.

Streckeisen, A., 1973. Plutonic Rocks. Classification and nomenclature recommended by the IUGS Subcommission on the Systematics of Igneous Rocks: Geotimes, 18 (lo), pp. 26-30

Tarbuck, E. J., & Lutgens, F. K., 2005. Geología física (8.ª ed.). Pearson Educación.

Evolución Tectónica y Magmática de la Caldera Sierra de Hechiceros, Coahuila. comparativo con las provincias Sierra Madre Occidental y Trans–Pecos (Texas)

Islas-Arellano Sandra Lizeth[1], Monter-Gachuz Emily[1,2], Rochín-García Hermes[1], Martínez-Sánchez Luz Esmeralda[1]

[1] **Servicio Geológico Mexicano, Blvd. Felipe Ángeles Km. 93.5-4, Col. Venta Prieta, Pachuca de Soto, Hidalgo, C.P. 42083**

[2] **Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo, Pachuca de Soto, Hidalgo, México**

***Correo autor: s.islas.arellano@gmail.com**

Resumen:

Dentro del área de Peña Blanca se localiza una estructura de caldera denominada Sierra de Hechiceros, situada en la región limítrofe entre los estados de Chihuahua y Coahuila. Con el objetivo de caracterizar e interpretar la evolución de la caldera y su contexto tecno-magmático, se colectaron muestras de rocas volcánicas y plutónicas representativas de los distintos pulsos magmáticos que la conforman.

Se identificaron cuerpos subvolcánicos riolíticos, como diques y domos, que cortan a un paquete de ignimbritas y una andesita que, por su composición geoquímica, se interpreta como la base de las unidades. Estas muestran una afinidad calci-alcalina y una tendencia metaluminosa. Los análisis geoquímicos indican que la andesita presenta influencia de una cuña mantélica metasomatizada o con aporte astenosférico. En contraste, las ignimbritas, junto con los diagramas de discriminación tectónica, reflejan un ambiente post-colisional influenciado por un régimen extensional. Los cuerpos subvolcánicos, también exhiben características geoquímicas consistentes con magmas evolucionados en condiciones de tectónica extensional.

Las edades obtenidas a través del método U-Pb varían entre 32 Ma y 28 Ma, lo que sugiere que los productos volcánicos de la Sierra de Hechiceros se emplazaron durante el Oligoceno, específicamente en el Rupeliano, originando la estructura de caldera. Estas edades coinciden temporalmente con el magmatismo calci-alcalino de la Sierra Madre Occidental (SMOc) y con las rocas alcalinas de la provincia de Trans-Pecos.

En conjunto, los datos geoquímicos, y geocronológicos permiten interpretar que la Sierra de Hechiceros corresponde a una caldera volcánica del Oligoceno, originada durante un periodo de transición entre subducción activa y extensión cortical. Asimismo, la comparación con provincias volcánicas como Trans-Pecos (EE. UU.) y la Sierra Madre Occidental (SMOc) sugiere que el vulcanismo de la Sierra de Hechiceros forma parte de un magmatismo ignimbrítico de gran escala, desarrollado en un régimen tectónico similar. Lo que la convierte en un excelente ejemplo del magmatismo post-colisional que caracteriza a esta porción del norte de México.

Abstract:

Within the Peña Blanca area, there is a caldera structure called Sierra de Hechiceros, located between the states of Chihuahua and Coahuila. In order to characterize and interpret the evolution of the caldera and its techno-magmatic context, volcanic and plutonic samples representative of the different lithological units that compose it were collected.

Rhyolitic subvolcanic bodies were identified, such as dykes and domes, which cut a package of ignimbrites and an andesite that, due to its geochemical composition, is interpreted as the base of the units. These show a calc-alkaline affinity and a metalluminous trend. Geochemical analyses indicate that the andesite is influenced by a metasomatized mantle wedge or with asthenospheric input. In contrast, the ignimbrites, and their tectonic signature reflect a post-collisional environment influenced by an extensional regime. The subvolcanic bodies also exhibit geochemical characteristics consistent with evolved magmas under extensional conditions.

The ages obtained through the U-Pb method vary between 32 Ma and 28 Ma, suggesting that the Sierra de Hechiceros volcanic

products were emplaced during the Oligocene, specifically in the Rupelian, forming a caldera structure. These ages coincide temporally with the calc-alkaline magmatism of the Sierra Madre Occidental (SMOc) and with the alkaline rocks of the Trans-Pecos province.

Overall, geochemical and geochronological data allow interpreting that the Sierra de Hechiceros corresponds to an Oligocene volcanic caldera, originated during a transition period between active subduction and cortical extension. Likewise, the comparison with volcanic provinces such as Trans-Pecos (USA) and the Sierra Madre Occidental (SMOc) suggests that the volcanism of the Sierra de Hechiceros is part of a large-scale ignimbritic magmatism, developed in a similar tectonic regime. This makes it an excellent example of the post-collisional magmatism that characterizes this portion of northern Mexico.

Introducción:

La Sierra de Hechiceros, se localiza en los límites de los estados de Chihuahua y Coahuila, dentro de la carta geológica de San Miguel (H13-12) escala 1: 250 000, y forma parte de la Provincia Chihuahuense y la Plataforma de Coahuila. Litológicamente está compuesta por ignimbritas, andesitas y cuerpos subvolcanicos riolíticos (Figura 1).

La Provincia Chihuahuense se encuentra ubicada entre la Sierra Madre Occidental (SMOc) y la Sierra Madre Oriental (SMO). En ella afloran principalmente rocas del Cenozoico y Mesozoico, dentro de un ambiente tectónico compuesto. Por su parte la Plataforma de Coahuila, situada en el noreste de México, se considera un elemento paleográfico del Cretácico Inferior.

La región muestra afinidad con el magmatismo calci-alcalino de la SMOc donde se registra una evolución magmática significativa durante el Paleógeno, especialmente en el Oligoceno. Este periodo estuvo marcado por importantes cambios en el régimen tectónico, como el cese progresivo de la subducción de la placa Farallón y el inicio de la extensión cortical asociada con la apertura del Golfo de México.

Como antecedente de investigación de la Sierra de Hechiceros, Ritter y Cepeda (1991) reportaron una columna estratigráfica con un espesor aproximado de 1,600 m de rocas volcánicas y volcanoclásticas pertenecientes al Paleógeno estableciendo su datación por el método K-Ar. Esta columna está compuesta por seis unidades principales, ordenadas de las más antiguas a las más jóvenes: Formación el Matadero, Dacita San Antonio, Dacita La Mota, Formación Agua Dulce, Toba Palomas y Riolita El Jobero, tres de ellas resultan clave para comprender la formación de la estructura de caldera.

La estructura caldérica de La Sierra de Hechiceros, se formó en el mismo periodo que las calderas de San Carlos y Santana, y comparten similitudes con otras del noreste de Chihuahua, ya que se conforma casi exclusivamente de rocas riolíticas. La Sierra de Hechiceros presenta evidencias de actividad volcánica explosiva, representada por una secuencia estratigráfica que incluye tobas e ignimbritas, así como actividad magmática post-caldera, evidenciada por la formación de domos riolíticos.

En este trabajo se expone la caracterización de los eventos volcánicos ocurridos en la Sierra de Hechiceros, a partir de la integración de datos geoquímicos, geocronológicos y estratigráficos, con el fin de comprender su evolución dentro del marco tectónico regional y su relación con los pulsos ignimbríticos de la SMOc y el magmatismo de la provincia de Trans-Pecos.

Metodología:

La colecta de muestras se llevó a cabo en el área de Peña Blanca, Sierra de Hechiceros, localizada en el límite entre los estados de Chihuahua y Coahuila. Se colectaron un total de siete muestras de rocas ígneas, posteriormente se realizaron estudios petrográficos y análisis geoquímico.

Los análisis se llevaron a cabo en laboratorios certificados bajo la norma ISO/IEC-17 025 del Servicio Geológico Mexicano, en donde se determinaron las concentraciones de elementos mayores mediante fluorescencia de rayos X (FRX), con determinación de pérdidas por calcinación a 950°C. Mientras que la concentración de elementos traza y tierras raras se determinaron por disolución total de 4 ácidos (HCL, HNO_3, $HClO_4$ y HF), seguida de espectrometría óptica con plasma acoplado inductivamente (ICP-OES) o espectrometría de masas con plasma acoplado inductivamente (ICP-MS).

Para el análisis geocronológico se realizó la separación manual de cristales individuales de zircón a partir de preconcentrados obtenidos mediante trituración, tamizado y decantación, posteriormente la preparación de briquetas de resina epóxica y captura de imágenes de catodoluminiscencia de los concentrados con la finalidad de seleccionar los puntos de ablación de cada cristal individual.

Los análisis U-Pb en zircones fueron realizados dentro del Laboratorio de Estudios Isotópicos (LEI), Instituto de Geociencias UNAM, Juriquilla, Querétaro, mediante la técnica de ablación láser con espectrometría de masas con plasma acoplado inductivamente (LA-ICP-MS), utilizando un sistema de ablación láser Resonetics "Resolution M50" con un diámetro de ablación de 23 µm, acoplado a un cuadrupolo Thermo iCAP Qc. Las concentraciones de U y Th se calcularon empleando un zircón estándar externo, con propagación de incertidumbre 2σ de acuerdo con Paton et al. (2010), las relaciones isotópicas de $^{207}Pb/^{206}Pb$, edades y errores se calcularon conforme a Petrus y Kamber (2012).

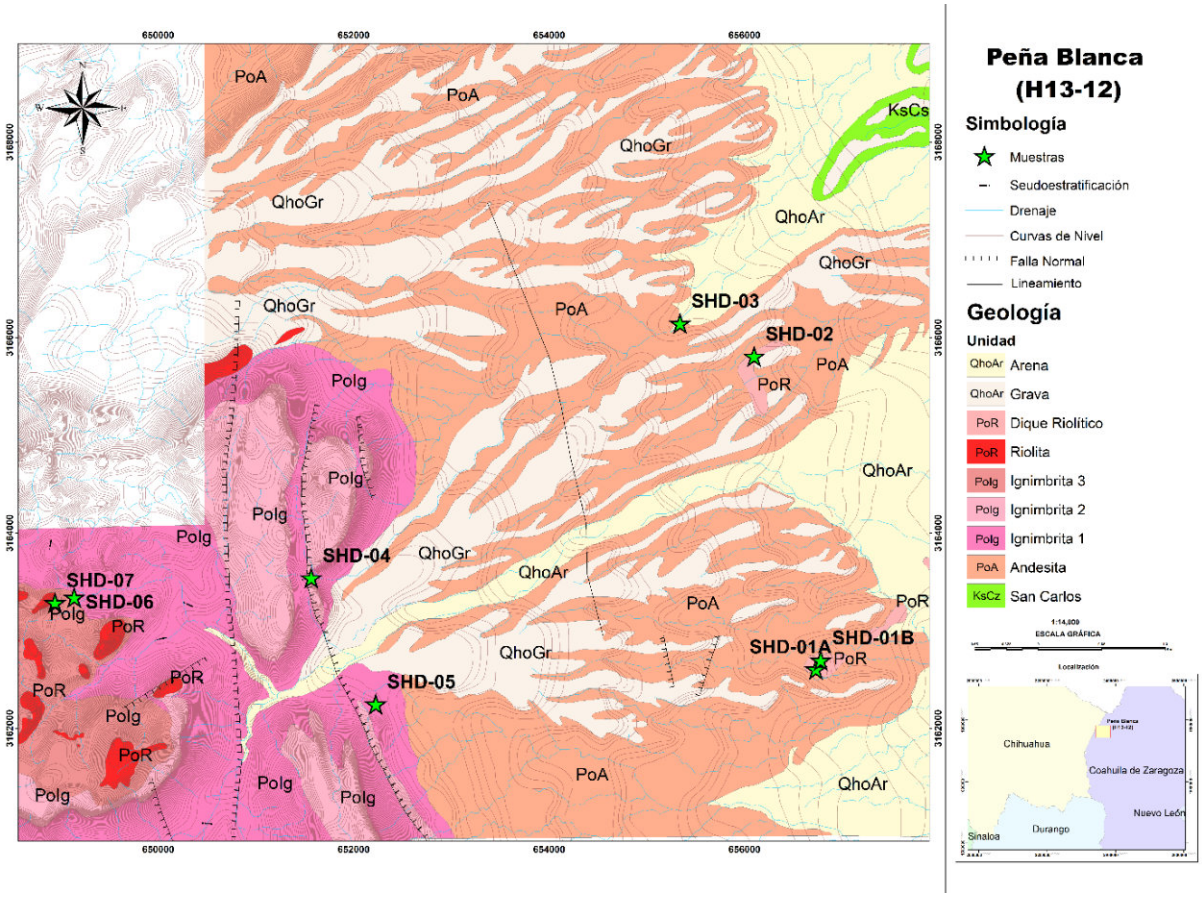


Figura 1. Mapa geológico del área Peña Blanca H13-12 y localización de las muestras colectadas para análisis geoquímico y geocronológico.

Resultados:

Para cada una de las siete muestras colectadas, se obtuvieron concentrados de cristales de zircón, los cuales fueron utilizados para datar con el método U-Pb. Los resultados se presentan en la Tabla 1 y Figura 2, la mayoría de estas edades corresponden al periodo Oligoceno - Rupeliano.

Para la muestra SHD-01B se obtuvo una edad que no se considera confiable debido a la baja concentración de cristales de zircón, además de que presentan edades diferentes, por lo que se encuentra en proceso de análisis por el método Ar-Ar, esto nos permitirá corroborar la edad obtenida mediante el método U-Pb. Del mismo modo la muestra SHD-03 aún se encuentra en proceso de análisis, ya que no cuenta con minerales aptos para la datación U-Pb y se analizará la matriz mediante el sistema Ar-Ar, con el fin de obtener una edad representativa del evento magmático.

Tabla 1. Clave de las muestras y coordenadas en WGS84 Zona 13N.

Muestra	X_CORD	Y_CORD	Roca	Edad Ma	Edad
SHD-01A	656731	3162606	Dique Riolítico	-	-
SHD-01B	656781	3162699	Dique Riolítico	28.48 ± 0.72	Oligoceno, Rupeliano
SHD-02	656100	3165810	Dique Riolítico	28.05 ± 0.27	Oligoceno, Rupeliano
SHD-03	655341	3166147	Andesita	-	-
SHD-04	651566	3163541	Ignimbrita	29.40 ± 0.12	Oligoceno, Rupeliano
SHD-05	652227	3162249	Ignimbrita	32.47 ± 0.20	Oligoceno, Rupeliano
SHD-06	649140	3163343	Ignimbrita	29.08 ± 0.13	Oligoceno, Rupeliano
SHD-07	648944	3163287	Riolita	28.86 ± 0.13	Oligoceno, Rupeliano

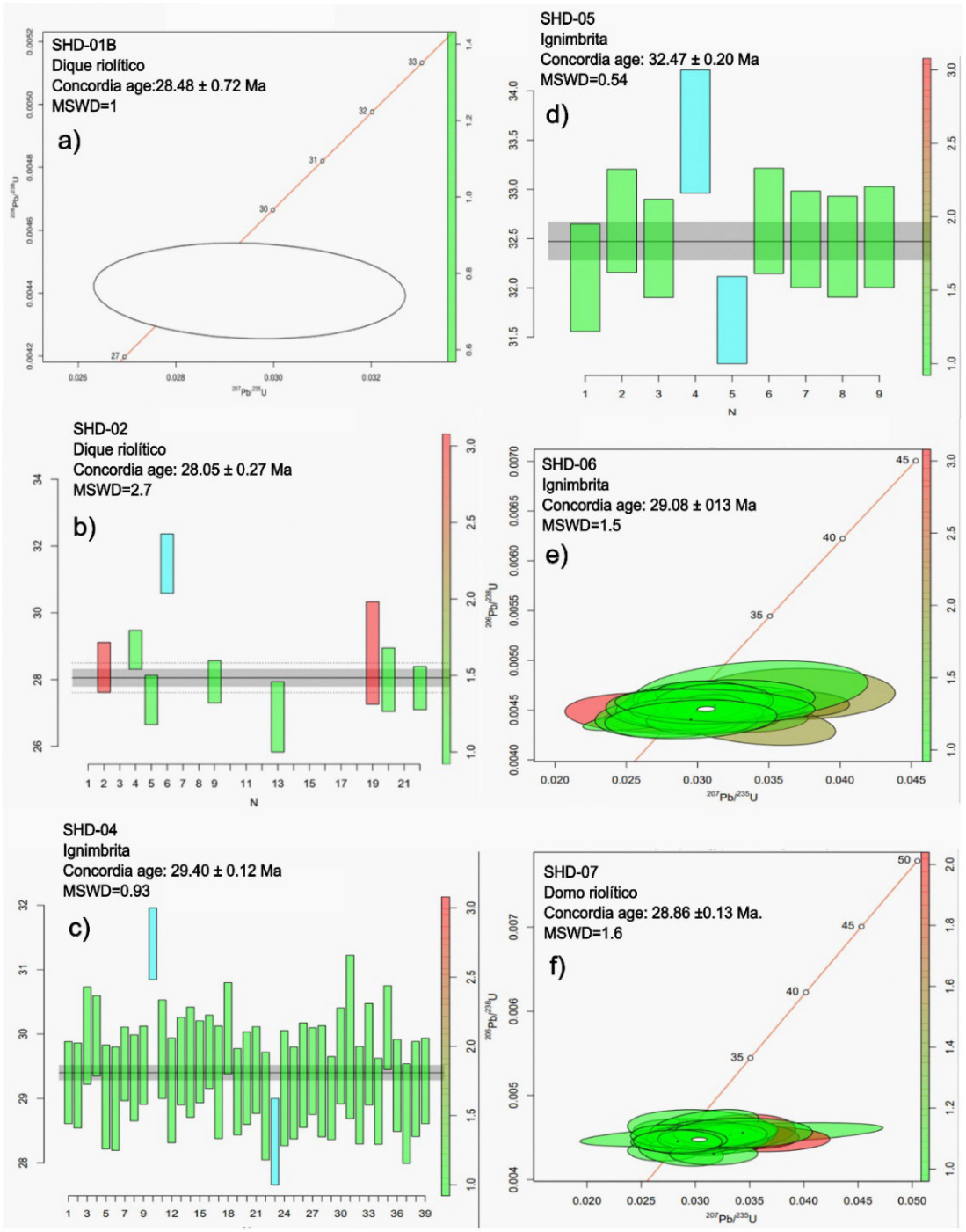


Figura 2.a) Diagrama de concordia 207Pb/235U vs 206Pb/238U donde se ajusta a un zircón joven, estimando la cristalización de la ignimbrita, edad definida como 28.48 ±0.72 Ma; b) Diagrama para el cálculo de la edad promedio de múltiples zircones, como edad definitiva 28.05±0.27 Ma; c) Diagrama de edad media ponderada 29.40 ± 0.12 Ma, interpretada como la edad de la unidad; d) Edad media ponderada de 32.47 Ma, determinada para los 7 cristales de zircón; e) Diagrama de concordia, edad calculada de 29.08 Ma; f) Diagrama de concordia, cálculo de la edad definida 28.86 ±0.13 Ma, situada cronoestratigráficamente en el oligoceno, Rupeliano

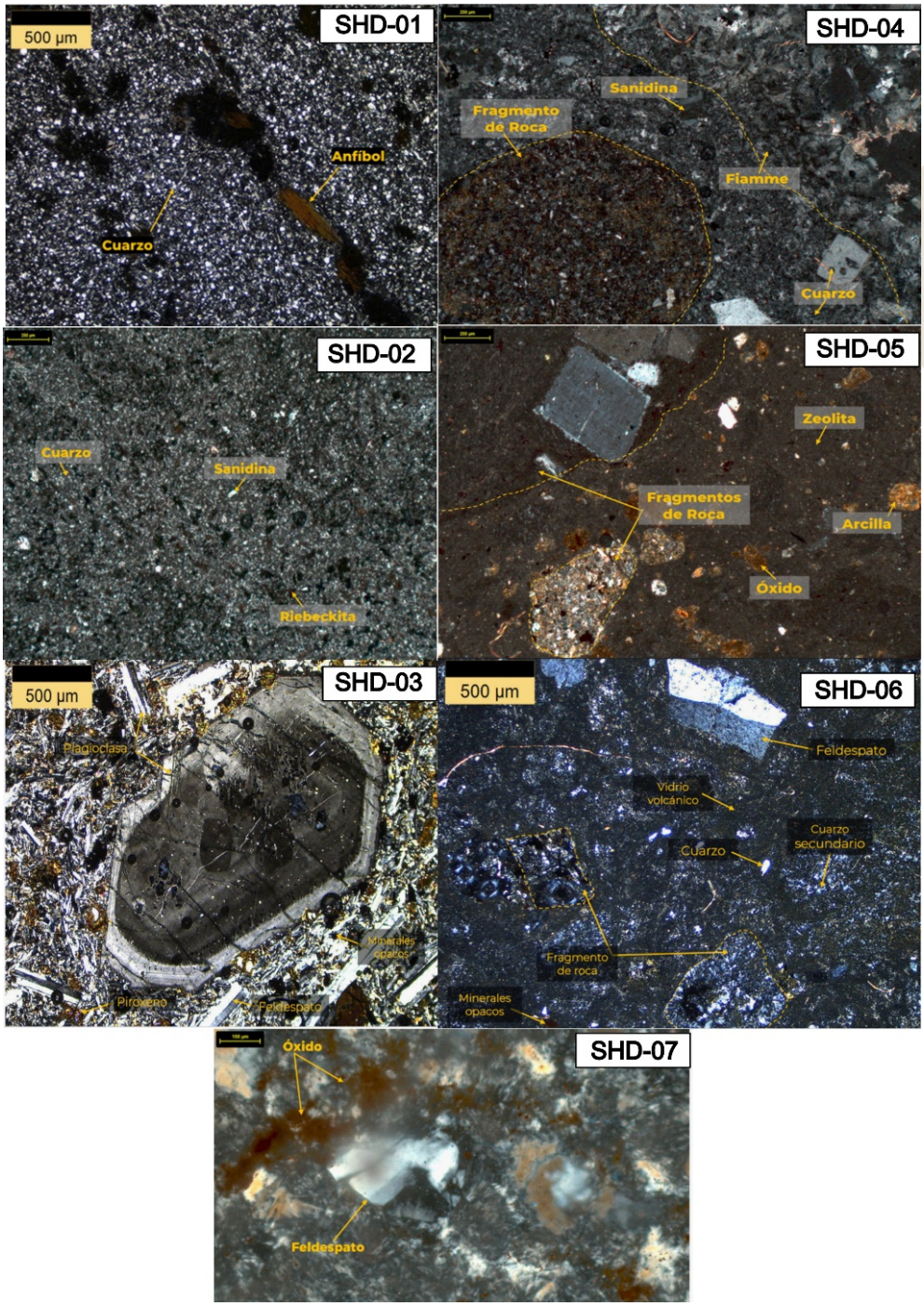


Figura 3. Fotomicrografías tomadas con microscopio óptico polarizante de luz transmitida y objetivo de 4x. La muestra SHD-01 presenta cristales grandes de anfíbol inmersos en una matriz fina; En SHD-02, se observa una textura holocristalina, y presencia de riebeckita, lo que indica condiciones oxidantes; La muestra SHD-03 destaca un fenocristal zonado de plagioclasa al centro. Las muestras SHD-04 y SHD-05 exhiben texturas clásticas, con fragmentos líticos especialmente de composición andesítica y riolítica. En SHD-06, predomina la isotropía del vidrio volcánico, con zonas parcialmente reemplazadas por cuarzo microcristalino secundario, evidenciando alteración post-deposicional. Finalmente, SHD-07 muestra microlitos alargados de plagioclasa y cuarzo, además de cristales de cuarzo, feldespato y óxidos de hierro masivos de tonalidad roja.

Geoquímica

Para un mejor entendimiento y clasificación de la evolución tectono-magmática, se elaboraron diagramas gequímicos a partir del análisis de roca total, incluyendo concentraciones de óxidos mayores y elementos traza.

En el diagrama Harker (Figura 4), se observa a la andesita con un menor contenido de sílice (<63 % SiO_2), representando una fase temprana en la evolución del magmatismo. Esta roca muestra valores elevados de CaO, TiO_2, Al_2O_3, FeOt, y MgO, lo que sugiere una composición menos diferenciada, rica en

componentes máficos. A medida que el magma evoluciona por cristalización fraccionada, estos óxidos disminuyen, mientras que aumentan K_2O y SiO_2, lo que da lugar a composiciones más félsicas, ricas es cuarzo y feldespato, como las ignimbritas, y riolitas responsables de la formación del domo y los diques tardíos.

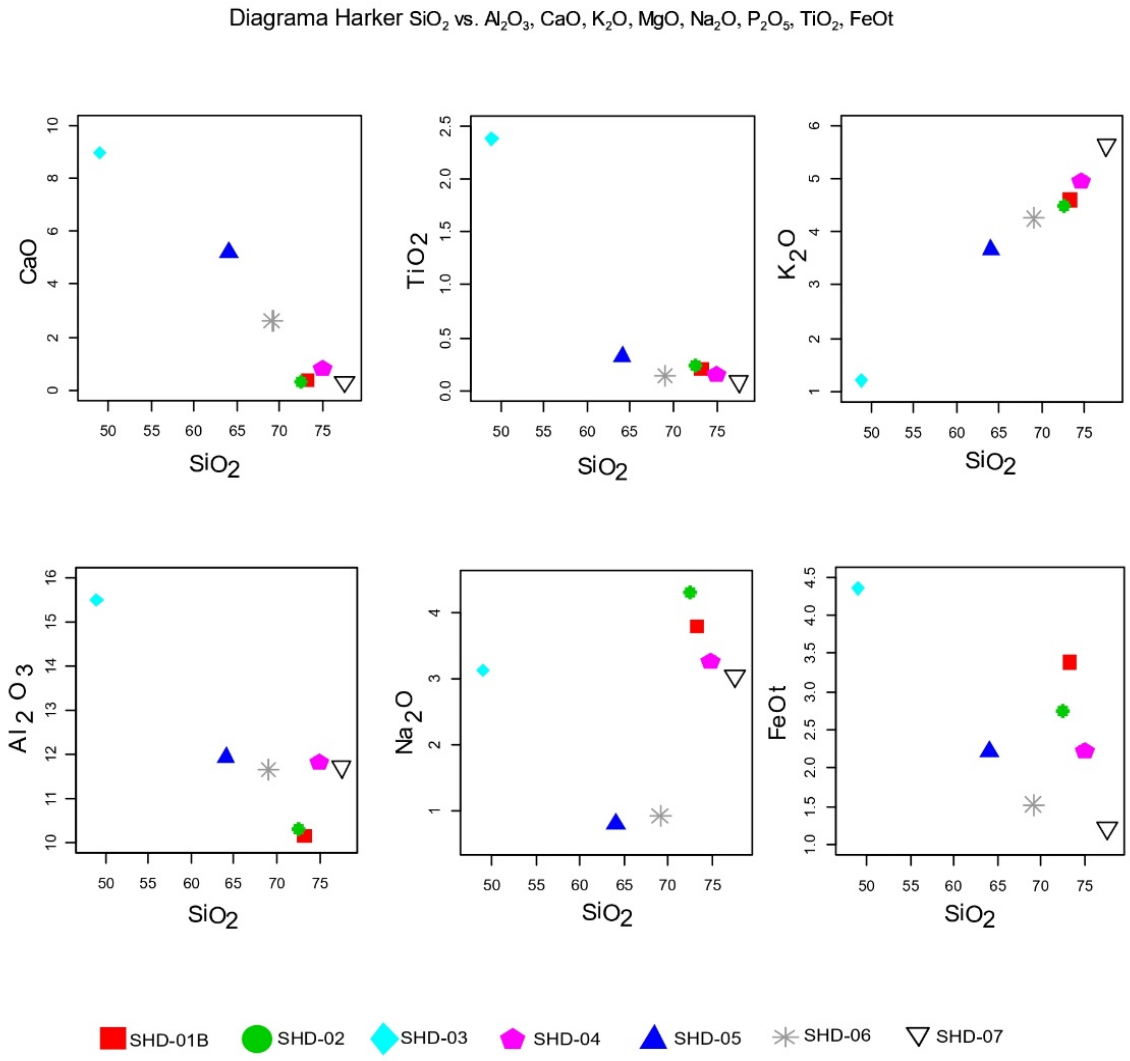


Figura 4. Diagramas de variación lineal de Harker para diferenciar el fraccionamiento de minerales máficos y félsicos.

Para la discriminación tectonomagmática de rocas ácidas se aplicó el diagrama propuesto por Verma et al., 2013 (Figura 5), el cual se observa que la mayoría de muestras tienen una firma geoquímica de ambiente colisional. Sin embargo, en estos diagramas no permiten diferenciar entre los campos sin y post colisional. Estos resultados coinciden con lo expuesto por Elizondo-Pacheco et al., (2022) dentro del complejo San Carlos-Cruillas, Tamaulipas, donde dichos autores realizaron un ejercicio de discriminación tectono magmática similar para rocas ácidas, esperando resultados de tipo arco continental, que de acuerdo a sus datos geoquímicos y geocronológicos la asignan a una firma geoquímica de tipo post-orogénica.

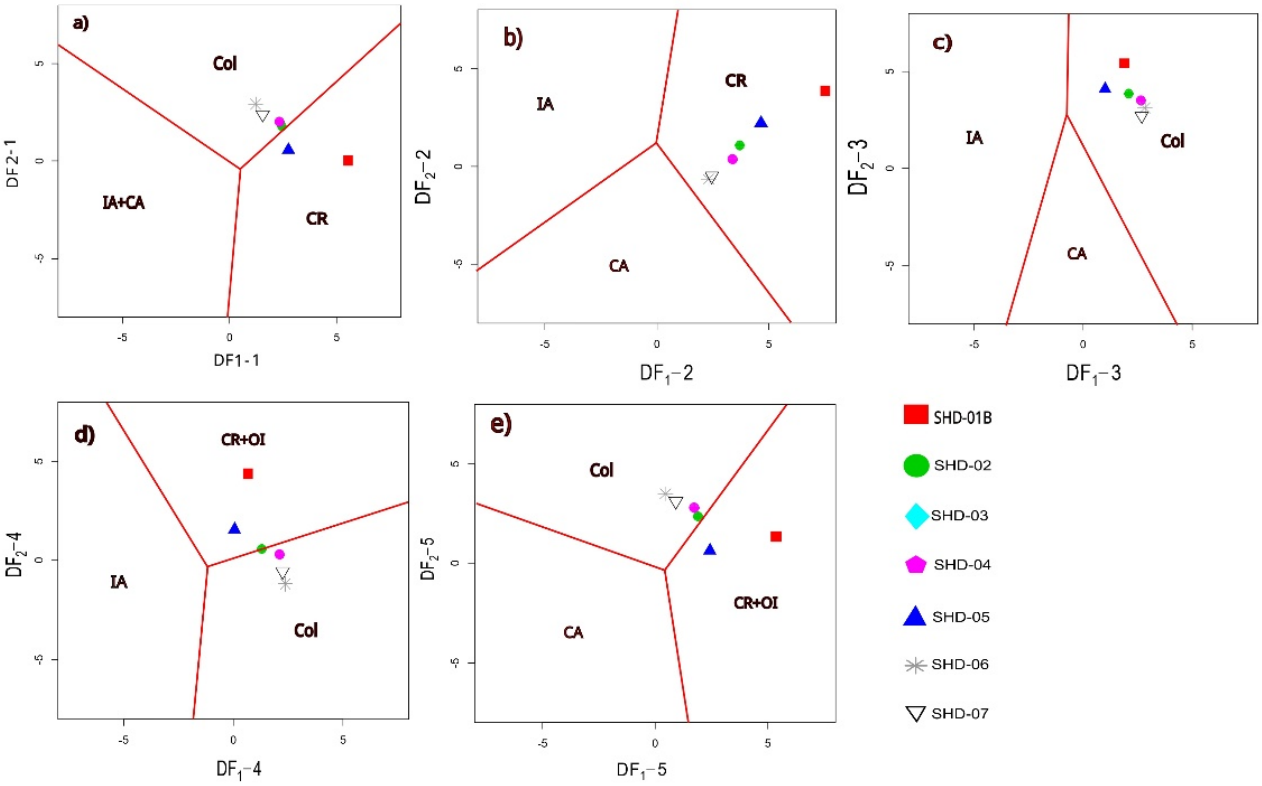


Figura 5.Diagrama de discriminación tectono magmática para rocas ácidas (Verma et al., 2013) Abreviación: Col, Colisión; IA, Island Arc; CA, Continental Arc; OI, Ocean Island; CR, Continental Rift).

Como se observa en el diagrama de discriminación tectonomagmática para rocas intermedias (Figura 6) de acuerdo a Verma y Verma (2013), la andesita tiene una tendencia mayoritaria a la firma geoquímica de rift continental e islas oceánicas.

Las rocas más comunes de convergencia de placas, en áreas como Islas Oceánicas o arco continental es la andesita (Best, 2016) estas derivan de procesos de fusión parcial del manto, influenciado por procesos provenientes de la placa de subducción y la corteza suprayacente.

Por otro lado, las calderas andesíticas-dacíticas son típicamente asociadas con los límites de placas convergentes donde ocurren volcanes en arcos de isla y arcos de margen continental. Y las calderas Peralcalinas están asociadas con áreas de extensión, Intraplaca o islas oceánicas. (Cole et al., 2005).

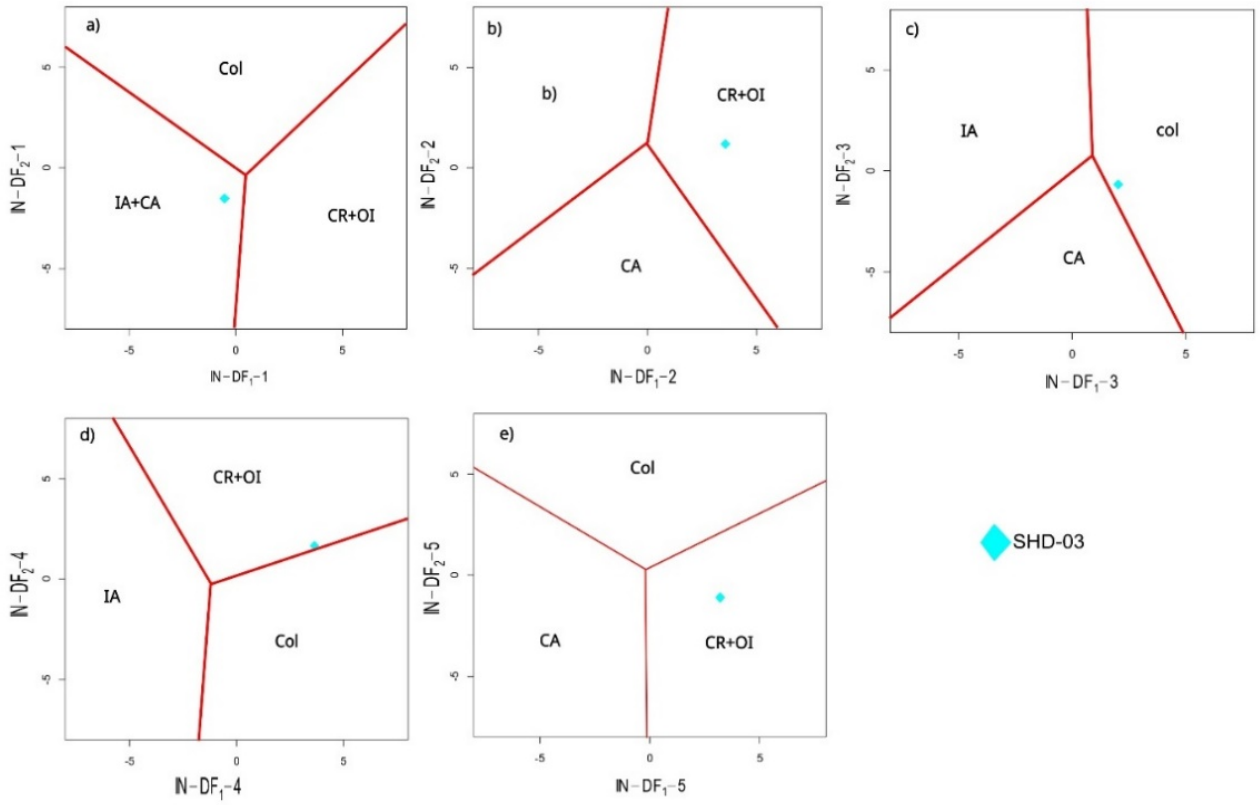


Figura 6. Diagrama de discriminación tectónica para rocas intermedias de acuerdo a Verma y Verma (2013). Abreviación: Col, Colisión; IA, Island Arc; CA, Continental Arc; OI, Ocean Island; CR, Continental Rift

Las rocas riolíticas (dique y domo) muestran una firma geoquímica típica de magmas evolucionados, con anomalías negativas en Ba, Sr, P, Eu y Ti, y enriquecimiento en U, Pb y Zr (Figura 7a y c). Estos patrones sugieren un porceso de cristalización fraccionada avanzada a partir de magmas más básicos, correspondientes a una etapa tardía del magmatismo, bajo un régimen extensional. Las ignimbritas también presentan enriquecimientos en elementos altamente incompatibles y anomalías negativas similares, lo cual refuerza la idea de una evolución magmática dominada por procesos como mezcla, asimilación cortical y posible fusión parcial de la corteza inferior.

En contraste, la andesita SHD-03 exhibe una firma distinta, con enriquecimiento en U, Pb, Ba y K, junto con anomalías negativas en Nb-Ta y Ti, típicas de ambientes de subducción (Figura 7b y 7d). Sin embargo, su patrón general se asemeja al de basaltos tipo OIB (Ocean Island Basalts), y los diagramas tectónicos la sitúan en campos de rift continental e islas oceánicas. Esto sugiere una influencia de material astenosférico enriquecido o una cuña mantélica previamente metasomatizada, en un contexto transicional o post-subducción.

Estos resultados concuerdan con modelos propuestos para la Sierra Madre Occidental, donde la migración del arco volcánico y el adelgazamiento cortical favorecieron la entrada de material del manto enriquecido. En conjunto, la evidencia geoquímica respalda una evolución magmática compleja, influida por la interacción entre magmas máficos mantélicos y procesos corticales en un régimen tectónico extensional o post-colisional.

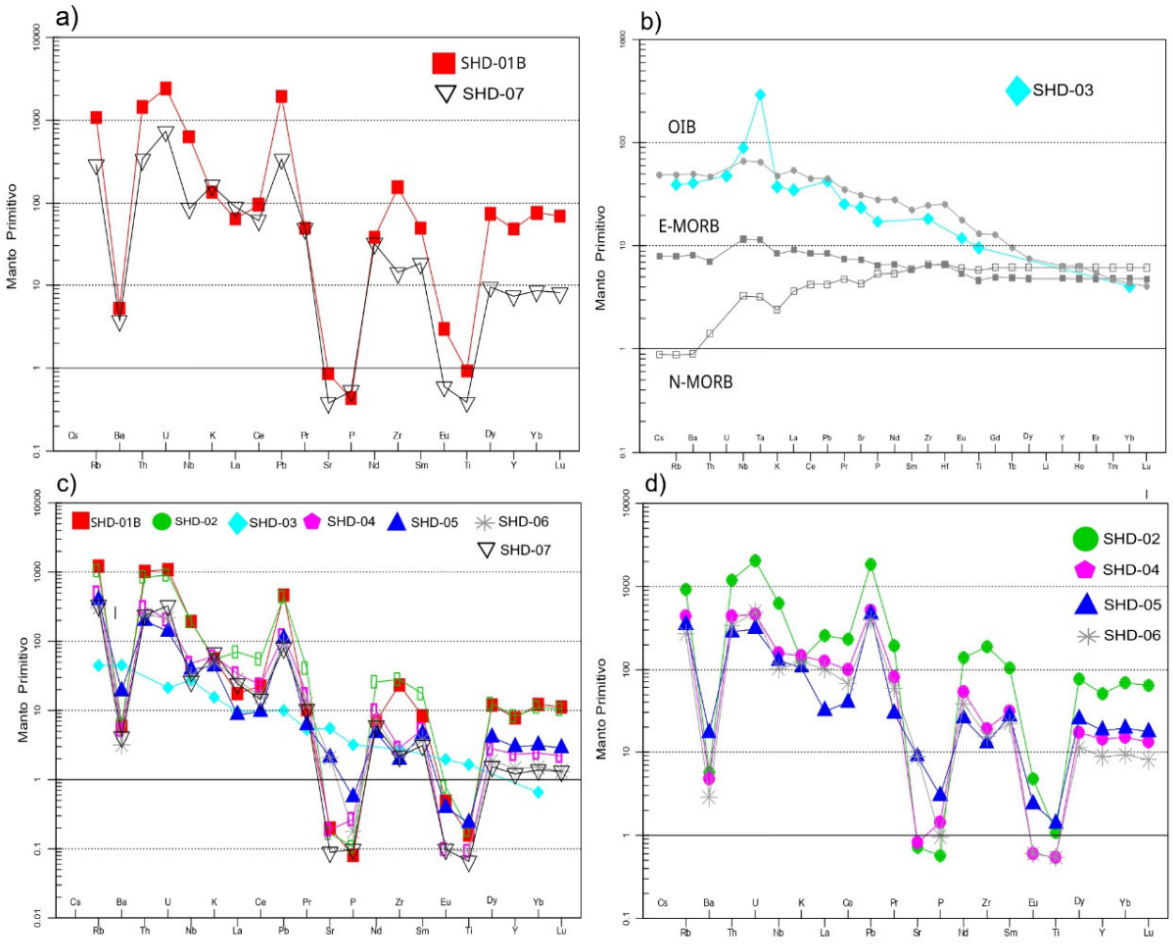


Figura 7.Diagramas multielementales con datos normalizados según los valores de manto primitivo y N-MORB propuesto por Sun y McDonough (1989)

Conclusión:

Las edades U-Pb obtenidas (32.47 ± 0.20 a 28.05 ± 0.27 Ma) sitúan la actividad volcánica principal de la Sierra de Hechiceros en el Oligoceno, etapa Rupeliana, confirmando su carácter de caldera volcánica oligocénica, como propusieron Ritter y Cepeda (1991). Se identificaron tres etapas en la evolución caldérica: 1) Etapa pre-caldera dominada por magmas andesíticos poco diferenciados; 2) Etapa caldérica con tres pulsos ignimbríticos entre 29 y 32 Ma; y 3) Etapa post-caldera marcada por un domo y diques resurgentes que cortan al paquete de ignimbritas.

Estas unidades reflejan una evolución composicional del magmatismo desde fases máficas a silícicas. Petrográficamente, se observó riebekita en las rocas riolíticas e ignimbríticas, indicando condiciones oxidantes, además de texturas clásticas y alteraciones post-deposicionales como silicificación y zeolitización.

El análisis geoquímico y tectonomagmático sugiere que el magmatismo se desarrolló en un ambiente post-colisional con una transición hacia condiciones extensionales, donde procesos como la cristalización fraccionada y la fusión parcial de la corteza inferior jugaron un papel clave. Este escenario concuerda con el modelo de retroceso de la losa propuesto por Best et al. (2016) para el sur de la provincia Great Basin, donde el ascenso de magmas máficos desde el manto favorece la formación de grandes cámaras silícicas y pulsos ignimbríticos explosivos.

La composición geoquímica de la andesita SHD-03 respalda la participación de una cuña mantélica enriquecida por subducción previa, que tras el retroceso de la losa permitió la fusión parcial del manto y la base cortical. Este régimen extensional post-subducción también se refleja en la génesis de ignimbritas y cuerpos riolíticos, similares a los magmatismos post-orogénicos del Trans-Pecos (EE.UU.) y la Sierra Madre Occidental. En

conjunto, la Sierra de Hechiceros forma parte de una evolución tectono-magmática regional asociada al retroceso de la placa Farallón y al establecimiento de condiciones extensionales durante el Oligoceno-Mioceno temprano en el suroeste de América del Norte.

Agradecimientos:

Agradezco la valiosa colaboración de la pasante Emily Monter-Gachuz, así como al Mtro. Hermes Rochín García por su paciencia y por compartir sus conocimientos durante el desarrollo de esta investigación. A la Ing. Esmeralda Martínez Sánchez y a la Mtra. Sofía del Pilar Mendoza Castillo, por sus comentarios y aportaciones que enriquecieron significativamente este trabajo. Asimismo, expreso mi agradecimiento al Dr. Carlos Ortega Obregón por brindarnos el espacio, el equipo y su experiencia para llevar a cabo los análisis de datación U-Pb.

Referencias:

Best, M.G., Christiansen, E.H., de Silva, S., and Lipman, P.W. 2016, Slab-rollback ignimbrite flareups in the southern Great Basin and other Cenozoic American arcs: A distinct style of arc volcanism: Geosphere, V. 12, p. 1097–1135.

Cole, J.W., Milner, D.M., and Spinks, K.D.2005. Calderas and caldera structures: Earth-science Reviews. V.69, 1-26

Elizondo-Pacheco, L.A., Ramírez-Fernandez, J.A., De Ignacio, C., González-Guzmán, R., Rodríguez-Saavedra, P., Leal-Cuellar, V.A., Velasco-Tapia. F., and Montalvo-Arrieta, J.C. 2022. Generation of Arc-Like and OIB-Like Magmas Triggered by Slab Detachment in the Eastern Mexican Alkaline Province: Petrological Evidence from the Cenozoic Sierra de San Carlos-Cruillas Complex, Tamaulipas. Journal Petrology, V.63, p. 1-24.

Paton, C., Woodhead, J. D., Hellstrom, J. C., Hergt, J. M., Greig, A., and Maas, R. 2010. Improved laser ablation U–Pb zircon geochronology through robust downhole fractionation correction. G-cubed 11.

Petrus, J.A. and Kamber, B.S. 2012. Vizual Age: A novel approach to laser ablation ICP-MS U-Pb geochronology data reduction. Geostandards and Geoanalytical Research, V.36, p. 247-270.

Ritter, S.P and Cepeda, J.C 1991. The Hechiceros Caldera: A recently identified Mid-Tertiary caldera in eastern Chihuahua, Mexico. Journal of Geophysical Research: Soild Earth, V.96, p. 241-250

Sun, S.S., and McDonough, W.F. 1989. Chemical and isotopic systematics of oceanic basalts: implications for mantle composition and process. Geological Society, London, V.42, p. 313-345.

Verma, S.P., and Verma, S.K. 2013. First 15 probability-based multidimensional tectonic discrimination diagrams for intermediate magmas and their robustness against postemplacement compositional changes and petrogenetic process. Turkish Journal of Earth Sciences, V.22, p. 931-995.

Verma, S.P., Pandarinath, K., Verma, S.K., and Agrawal, S. 2013. Fifteen new discriminant-function-based multi-dimensional robust diagrams for acid rocks and their application to precambrian rocks. International Journal of Petrology, Mineralogy, Geochemistry, and petrogenesis of igneous and metamorphic rocks. Lithos, V.168-169, p. 113-123.

DIFERENCIACIÓN MAGMÁTICA EMPLEANDO MAGNETOMETRÍA Y ESPECTROMETRIA GAMMA AÉREA DE ALTA RESOLUCIÓN EN EL ÁREA DE OCAMPO, COAHUILA.

Ing. Juan Diego Martínez Márquez;
M. en C. Eric Alonso Rubí Vite.

Servicio Geológico Mexicano.
juanmarquez@sgm.gob.mx

RESUMEN

Este estudio presenta la integración e interpretación de datos geofísicos aéreos en el área de Ocampo, estado de Coahuila, con el objetivo de diferenciar cuerpos magmáticos y delimitar zonas con potencial minero empleando magnetometría y espectrometría de rayos gamma aérea de alta resolución. Como resultado se caracterizaron 18 cuerpos intrusivos, entre los que destacan Minerva, La Vasca, Chalío, Milagro, Cerro Ramón, Ohitar, Piedritas, Punta Loma, Alacrán y El Grillo, cuyas respuestas físicas permitieron postular diferencias en composición, estructura y profundidad.

El análisis magnético permitió identificar halos y bordes estructurales de los cuerpos intrusivos con ayuda de procesos matemáticos como el gradiente horizontal, la señal analítica y el modelado tridimensional, permitiendo interpretar su comportamiento hasta 2,800 metros de profundidad. Además, se observó que 15 intrusivos están alineados con un sistema de fallas regionales de rumbo NW 60° SE, lo que sugiere que la estructura geológica tuvo un papel importante en el emplazamiento magmático y en los procesos de mineralización, como es el caso de los intrusivos Chalío y Minerva, donde se tiene documentada la presencia de sulfuros.

Por otra parte, el levantamiento radiométrico registró en 8 cuerpos intrusivos la presencia de concentraciones de torio, cuyo origen, transporte, acumulación y conservación está estrechamente relacionado con la presencia de tierras raras, razón por la cual, se considera un elemento guía. Esta información fue verificada en campo mediante el uso de un espectrómetro de rayos gamma portátil y un analizador de fluorescencia de rayos X, lo que permitió destacar las zonas de interés Piedritas y Veta Roja, donde se detectaron tierras raras ligeras como lantano, cerio, praseodimio y neodimio.

ABSTRACT

This case study presents the integration and interpretation of airborne geophysical data from the Ocampo area, in the state of Coahuila, with the objective of differentiating magmatic bodies and identifying zones with mineral potential. Using high-resolution magnetometry and gamma-ray spectrometry, 18 intrusive bodies were characterized, including Minerva, La Vasca, Chalío, Milagro, Cerro Ramón, Ohitar, Piedritas, Punta Loma, Alacrán, and El Grillo. Their physical responses provided valuable insights, allowing the inference of variations in composition, structural configuration, and emplacement depth within the studied geological setting.

Magnetic analysis allowed the identification of halos and structural edges of intrusive bodies using mathematical methods such as horizontal gradient, analytic signal, and 3D modeling, showing depths of up to 2,800 meters. Additionally, most of the intrusions, 15 to be exact, were found to relate with a regional fault system trending NW 60° SE, suggesting a strong structural control on magmatic emplacement and mineralization processes, as seen in the Chalío and Minerva intrusive, where the presence of sulfides has been documented.

On the other hand, radiometric analysis confirmed the presence of thorium concentrations in 8 intrusive bodies. The origin, transport, accumulation, and preservation of this element are closely related to the presence of rare earth elements, which is why thorium is considered a pathfinder element. Field verification was carried out using a portable gamma-ray spectrometer and an X-ray fluorescence analyzer, which highlighted the Piedritas and Veta Roja zones as areas of interest due to the detection of light rare earth elements, including lanthanum, cerium, praseodymium, and neodymium.

INTRODUCCIÓN

Se presentan los resultados obtenidos de la interpretación de datos geofísicos aéreos, enfocada en la diferenciación magmática del área Ocampo, localizada en el municipio de Ocampo, en el estado de Coahuila. La implementación de métodos geofísicos se ha consolidado como una herramienta eficiente para la exploración minera, permitiendo la identificación de características geológicas y la localización de posibles manifestaciones minerales sin la necesidad de intervención directa en el terreno. Las técnicas aerogeofísicas, ofrecen información valiosa sobre las propiedades físicas del suelo y subsuelo, las cuales pueden estar asociadas a diferentes tipos de cuerpos magmáticos.

El área de estudio está situada dentro de la Provincia Geológica Plataforma de Coahuila, de origen sedimentario marino; fisiográficamente, se encuentra en la Sierra Madre Oriental, dentro de la subprovincia de Sierras y Llanuras Coahuilenses. Asimismo, forma parte del complejo de rocas alcalinas denominado Provincia Alcalina Oriental Mexicana (PAOM), la cual fue descrita por Robin en 1982. Esta provincia se extiende desde el norte, en Coahuila y hasta el sur, en Veracruz (aproximadamente 2,000 km), abarcando gran parte de la Planicie Costera del Golfo. Dichas localidades están constituidas por rocas ígneas emplazadas principalmente durante el Terciario, con algunas manifestaciones del Cuaternario. La génesis de la PAOM aún no ha sido completamente definida ni fundamentada; se ha propuesto como producto de un sistema de rift; Robin propuso que esta provincia podría estar ligada a la extensión del Rift de Río Grande, en Texas (Robin, 1982); sin embargo, hasta el momento no se cuenta con evidencia en campo que sustente dicha hipótesis.

El interés por el área de Ocampo surge a partir de los levantamientos aerogeofísicos para la detección de minerales radiactivos y estratégicos, realizados en la PAOM. El levantamiento fue efectuado en el año 2023, utilizando un sensor radiométrico con un volumen de 33.6 litros, a una altura promedio de 350 pies y con una separación entre líneas de registro de 200 metros. Los resultados obtenidos a partir del procesamiento matemático y su interpretación permitieron postular las diferentes características de los intrusivos, así como identificar posibles anomalías relacionadas con depósitos minerales. Dichos resultados fueron verificados en campo, lo que permitió seleccionar cuatro localidades que podrían ser consideradas para estudios posteriores en la búsqueda de depósitos minerales, a partir de la caracterización geofísica de los distintos cuerpos intrusivos presentes en el área de estudio.

El objetivo principal de este trabajo es diferenciar los distintos tipos de magmas mediante la interpretación de los datos geofísicos obtenidos en el área de Ocampo, Coahuila, con el fin de identificar y delimitar zonas prospectivas con potencial para albergar depósitos minerales asociados a diferentes tipos de rocas ígneas.

METODOLOGÍA

La metodología se realizó principalmente en dos grandes bloques, siendo primero el procesado e interpretación a partir de los datos aerogeofísicos de magnetometría y espectrometría gamma de alta resolución; y terminando con la verificación de las anomalías en campo.

El flujo del proceso de datos magnéticos que se utilizó para esta interpretación fue:

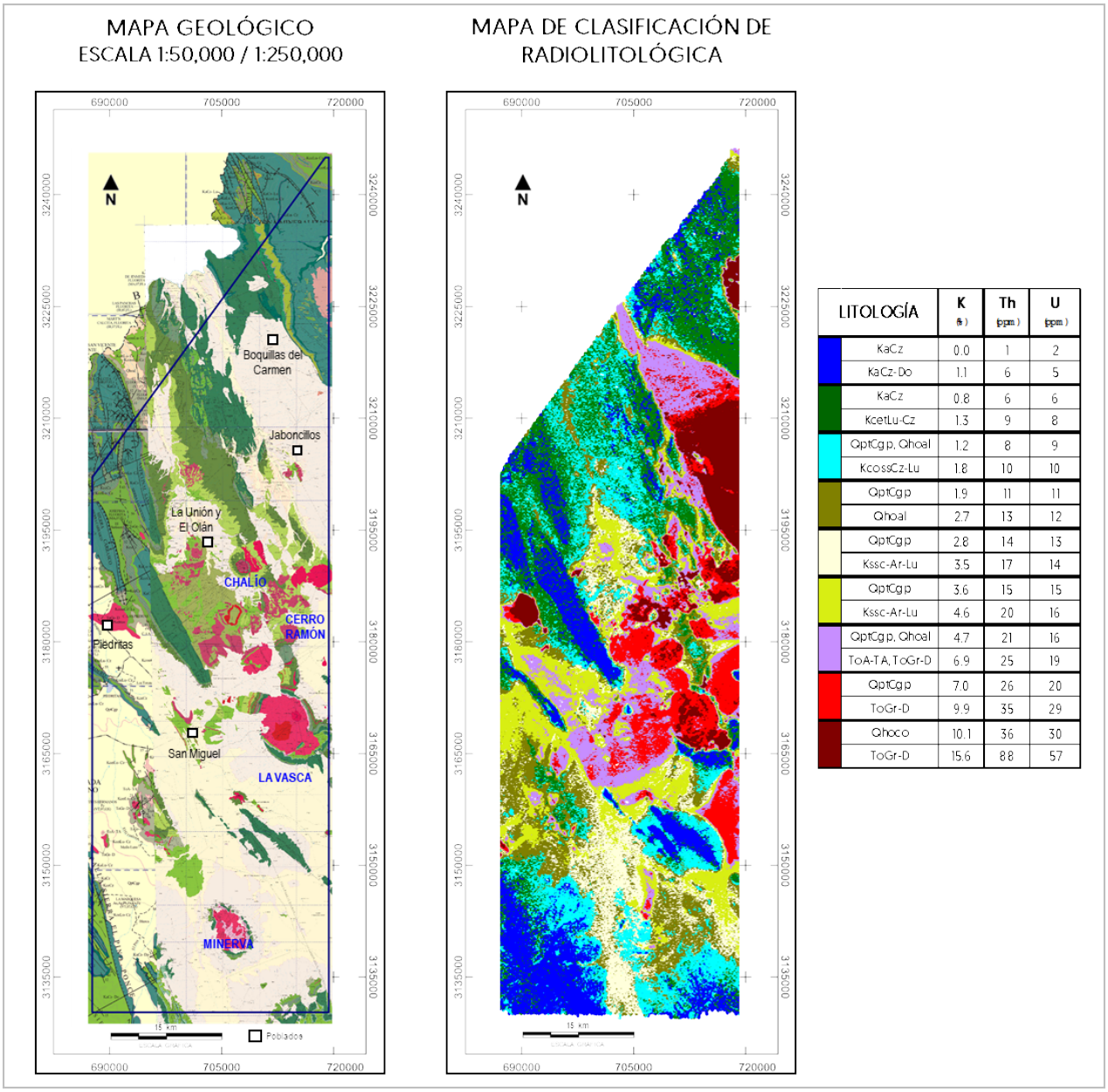
1. Campo magnético total reducido al polo.
2. Gradiente horizontal del campo magnético total reducido al polo.
3. Señal analítica del campo magnético total reducido al polo.
4. Primera derivada vertical del campo magnético total reducido al polo.
5. Derivada tilt del campo magnético total reducido al polo.
6. Detección de bordes de estructuras del campo magnético.
7. Modelado en tres dimensiones de los cuerpos magnéticos.

Cada proceso generó un mapa que se complementa con la interpretación de cuerpos y/o estructuras magnéticas, así como su correlación con la cartografía disponible, de acuerdo a las cartas geológico-mineras escala 1:50 000: Jaboncillos H13-D57, Eutimias H13-D77, San Miguel H13-D67 y Boquillas del Carmen H13-D47; así como de la cartografía escala 1:250 000: San Miguel H13-12 y Manuel Benavides H13-9 del Servicio Geológico Mexicano (SGM).

Para los datos radiométricos, se tomó como referencia las recomendaciones emitidas por la Agencia Internacional de Energía Atómica, donde se aplicaron cinco procesos, los cuales simulan mediciones a nivel de suelo sin interferencias ambientales y permiten convertir las lecturas a valores de concentración (IAEA, 2003). Estos procesos son:

1. Corrección por fondo de la aeronave y cósmico (background).
2. Corrección por gas radón.
3. Corrección por traslape (stripping).
4. Corrección por atenuación.
5. Conversión a sensitividad.

Por otra parte, se realizó un análisis estadístico a los datos antes mencionados para obtener una caracterización radiolitológica, agrupando los valores radiométricos en cúmulos mediante el uso de centroides, distribuidos en nueve niveles de radiación. El intervalo completo fue analizado estadísticamente y clasificado con base en sus concentraciones. De ello se define con mayor precisión la variación entre tipos de roca o ambientes de depósito, según la abundancia relativa de los radioelementos. El mapa de clasificación radiolitológica muestra la distribución de los elementos asociados a procesos de alteración y las anomalías relacionadas con variaciones litológicas naturales (figura 1)



LITOLOGÍA	K (%)	Th (ppm)	U (ppm)
KaCz	0.0	1	2
KaCz-Do	1.1	6	5
KaCz	0.8	6	6
KcetLu-Cz	1.3	9	8
QptCg p, Qhoal	1.2	8	9
KcossCz-Lu	1.8	10	10
QptCg p	1.9	11	11
Qhoal	2.7	13	12
QptCg p	2.8	14	13
Kssc-Ar-Lu	3.5	17	14
QptCg p	3.6	15	15
Kssc-Ar-Lu	4.6	20	16
QptCg p, Qhoal	4.7	21	16
ToA-TA, ToGr-D	6.9	25	19
QptCg p	7.0	26	20
ToGr-D	9.9	35	29
Qhoco	10.1	36	30
ToGr-D	15.6	88	57

Figura 1. Mapa geológico escala 1:50,000 y 1:250,000 (izquierda) y mapa de clasificación radiolitológica con los valores de radiométrico para cada litología (derecha) del área Ocampo, estado de Coahuila.

Después de integrar e interpretar los datos aerogeofísicos, se seleccionaron cuatro áreas de interés, en las cuales se programó una visita en campo para corroborar las distintas composiciones magmáticas. La verificación de anomalías se realizó con un espectrómetro de rayos gamma portátil y un analizador portátil de fluorescencia de rayos X.

RESULTADOS

Los procesos matemáticos que ayudaron a la clasificación de los magmas se describen a continuación:

- El campo magnético total reducido al polo permitió separar las respuestas magnéticas de los cuerpos magmáticos mapeados: Chalío (gabro), Ohitar (diorita), Punta Loma (diorita), Pecinas (pórfido andesítico), Alacrán (diorita), Minerva (granito), La Vasca (granito-monzonita), La Vasca interno (pórfido andesítico), Cerro Ramón (diorita) y Milagro (pórfido riolítico), lo cual evidencia su contenido de minerales ferromagnéticos (figura 2).
- El gradiente horizontal del campo magnético total reducido al polo permitió definir los límites de los cuerpos intrusivos magnéticos, los cuales presentan halos de diferentes intensidades que se interpretan como los bordes de los cuerpos en el subsuelo. Esto se observó en las siguientes localidades: La Vasca (granito-monzonita), Minerva (granito), Cerro Ramón (diorita), Punta Loma (diorita) y Alacrán (diorita). En el caso del intrusivo aflorante en Chalío, la anomalía registrada concuerda con el tamaño del cuerpo expuesto en superficie. Finalmente, en la localidad de El Dormido I se identificó una respuesta magnética circular negativa, que se postula fue originada por un cuerpo intrusivo carente de minerales ferromagnéticos (figura 3).
- La señal analítica del campo magnético total permitió determinar que el intrusivo denominado Chalío, de composición gabroica, también posee un halo magnético, y que el intrusivo Minerva, de composición granítica, presenta un halo más extenso que el interpretado con el gradiente horizontal. Asimismo, este proceso permitió definir la respuesta magnética de los intrusivos La Peña (diorita), localizado al noroeste del cerro Chalío, y Jaboncillos (diorita), ubicado a 1 km de la localidad homónima.
- El modelado en tres dimensiones de los cuerpos magnéticos se realizó utilizando los archivos ejecutables desarrollados por el Servicio Geológico de Estados Unidos, mediante un filtrado adaptado. Este procedimiento inicia con la aplicación de la transformada de Fourier a los datos, seguida del análisis de pendientes para estimar profundidades, y concluye con la aplicación de filtros pasabanda por cada nivel de profundidad determinado (Phillips, 2007). El modelo plantea cuatro profundidades: 75 m, 250 m, 950 m y 2800 m, en las cuales se observa que los intrusivos magnéticos interpretados presentan raíces tanto someras como profundas (figura 4).

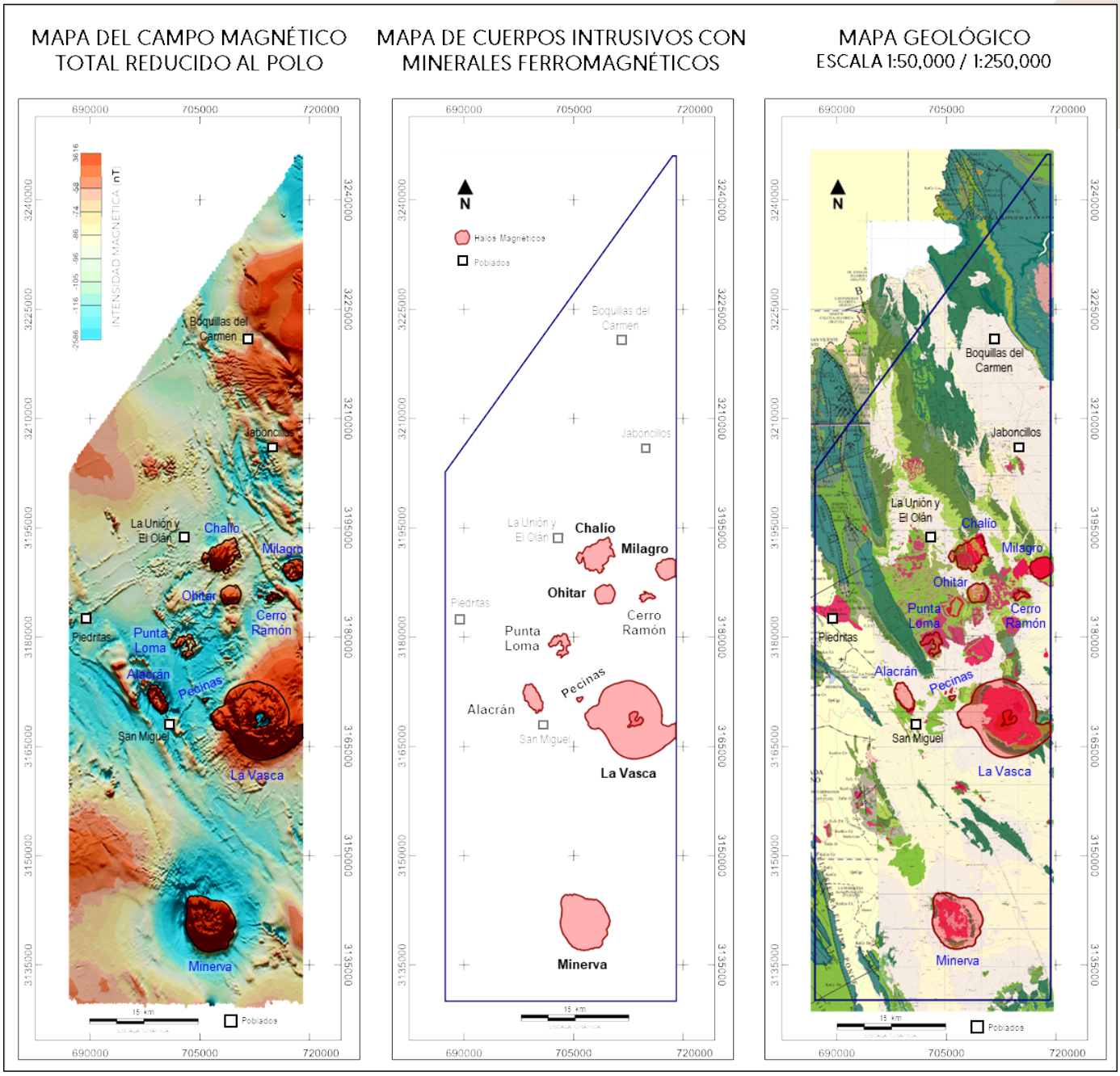


Figura 2. Mapa del campo magnético total reducido al polo (izquierda), mapa de los cuerpos intrusivos con minerales ferromagnéticos interpretados (centro) y mapa geológico con los cuerpos magnéticos interpretados (derecha) del área Ocampo, estado de Coahuila.

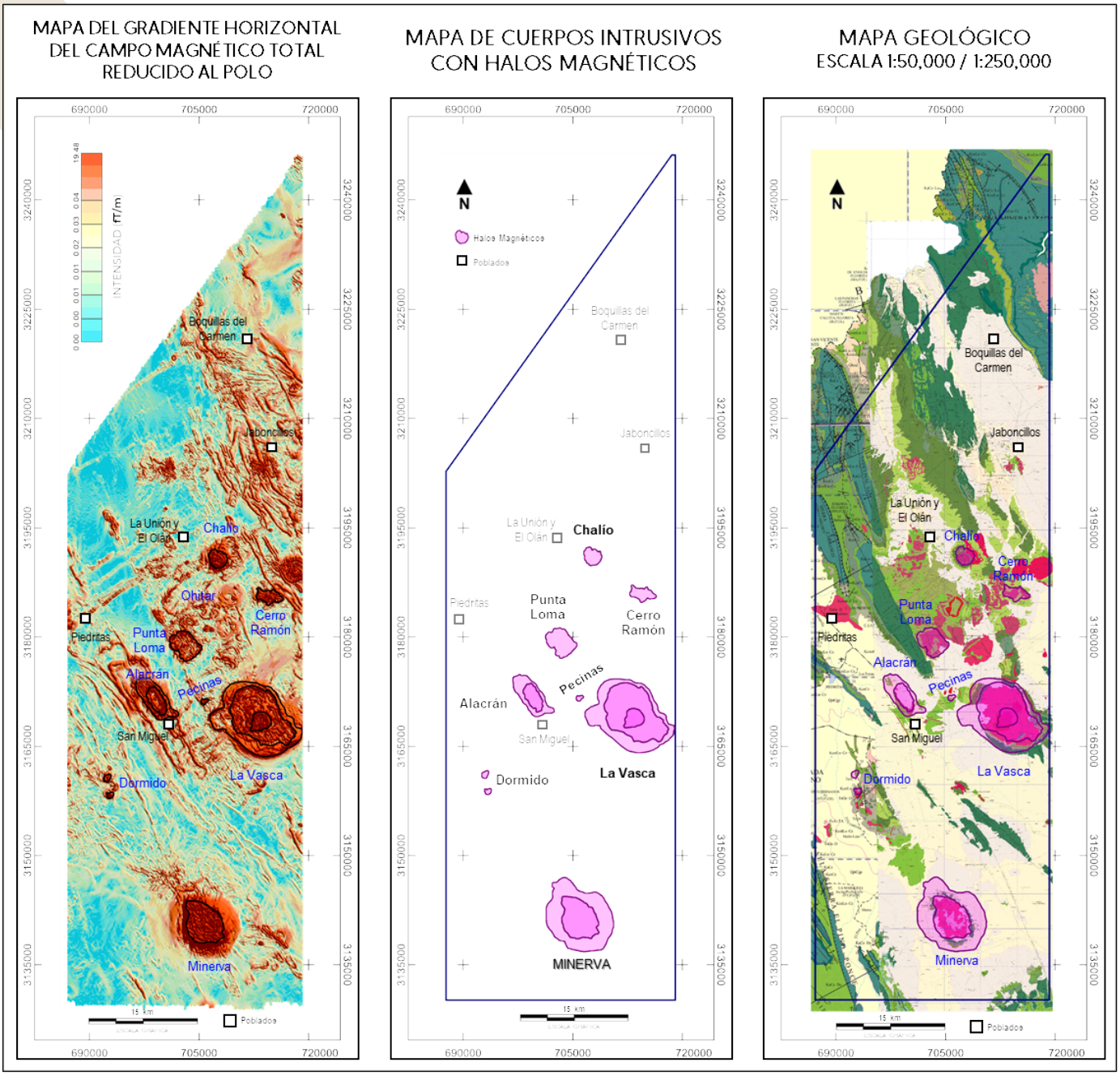


Figura 3. Mapa del gradiente horizontal del campo magnético total reducido al polo (izquierda), mapa de los cuerpos intrusivos con halos magnéticos interpretados (centro) y mapa geológico con los cuerpos y halos magnéticos interpretados (derecha) del área Ocampo, estado de Coahuila.

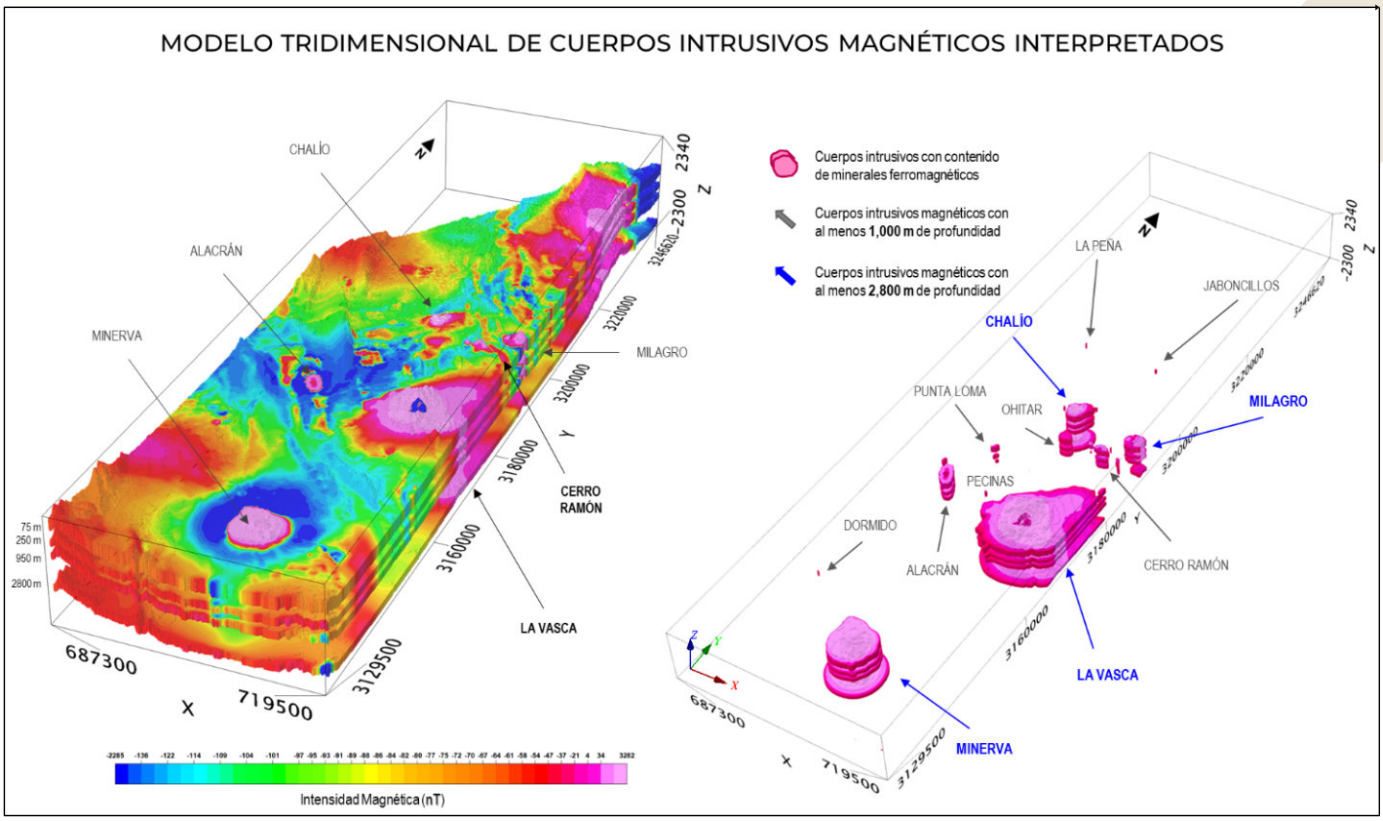


Figura 4. Modelo tridimensional de los cuerpos intrusivos magnéticos interpretados en el área de Ocampo, estado de Coahuila. Se muestra el modelo completo (izquierda) y los cuerpos intrusivos con contenido de minerales ferromagnéticos resaltados (derecha).

Como producto final, se generó el mapa geológico–geofísico, en el cual se visualiza la concordancia entre las estructuras cartografiadas por el SGM a escalas 1:50,000 y 1:250,000, y las estructuras interpretadas a partir de los datos aerogeofísicos, así como las anomalías radiométricas registradas durante el vuelo de alta resolución (figura 5).

En una primera instancia, se identificaron 18 cuerpos intrusivos, de los cuales La Vasca, Minerva, Chalío, Cerro Ramón, Alacrán y Punta Loma presentan un halo magnético, interpretado como la prolongación del cuerpo a profundidad. Por otra parte, se observó que el sistema de fallas y fracturas con rumbo NW 60° SE es el predominante, incluyendo fallas de carácter regional. Este sistema estructural se encuentra asociado a 15 intrusivos. Finalmente, en la zona de diques localizada entre Chalío, Ohitar y Punta Loma, a 4 km al sureste de los poblados La Unión – El Olán, se identificó una respuesta magnética notable, limitada al suroeste por la falla La Harina I y al noreste por el intrusivo Chalío. Se ha documentado que en el intrusivo Chalío existe presencia de sulfuros de plata, así como en el intrusivo Minerva existe la presencia de pirrotita, pirita y arsenopirita (Perez-Reynoso, 1980).

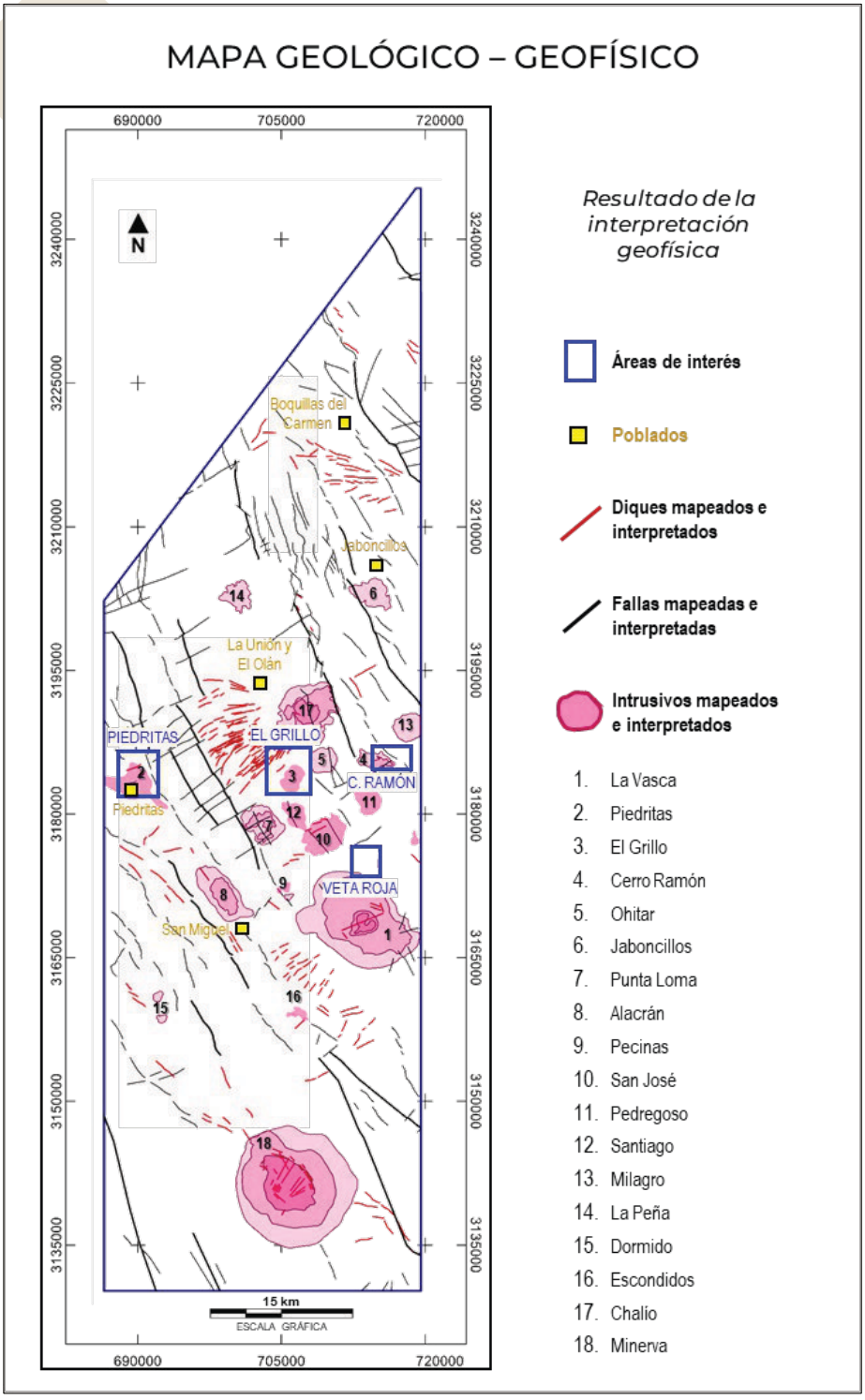


Figura 5. Mapa geológico – geofísico en el cual se muestra la correlación entre las estructuras cartografiadas y las interpretadas, así como las zonas propuestas a verificar dentro del área Ocampo, estado de Coahuila.

Tomando como base el mapa geológico-geofísico, se propusieron cuatro áreas para su verificación en campo, en la tabla 1 se muestran los valores registrados en dicha campaña y a continuación se describen los resultados:

- Piedritas (PIE): en esta localidad se registraron valores elevados de torio (Th) mediante el espectrómetro de rayos gamma, así como las mayores concentraciones de itrio (Y) y tierras raras ligeras: lantano (La), cerio (Ce), praseodimio (Pr) y neodimio (Nd), estas últimas detectadas con el analizador portátil de fluorescencia de rayos X. La presencia confirmada de diques con contenido de tierras raras en la región refuerza la hipótesis de que el área posee un alto potencial. La verificación en campo ha sido clave para validar la existencia de estos diques mineralizados.
- Veta Roja (VER): se observaron valores altos de torio (Th), en concordancia con las anomalías detectadas durante el levantamiento aerogeofísico. Además, el área se ubica en el límite de un cuerpo intrusivo La Vasca, previamente documentado como una posible fuente de minerales de tierras raras, dando valores altos de itrio (Y). La verificación de campo ha confirmado la presencia de condiciones geológicas favorables para la acumulación de estos minerales estratégicos.
- El Grillo (GRI): se visitaron las porciones noreste y oeste de la anomalía. De acuerdo a la verificación de campo realizada conjuntamente con los geólogos del SGM, se postuló que el centro de la anomalía presenta

una composición similar a la del anillo externo; sin embargo, su respuesta radiométrica es distinta, por lo que es importante realizar un análisis petrográfico comparativo entre ambas zonas para determinar posibles diferencias mineralógicas o de alteración.

- Cerro Ramón (CRA): Las mediciones realizadas en esta localidad muestran valores relevantes de praseodimio (Pr) y neodimio (Nd). No obstante, los niveles de radiación gamma son menores en comparación con las otras localidades evaluadas.

Tabla 1. Resultados de las lecturas realizadas en campo con el espectrómetro de rayos gamma portátil y el analizador de fluorescencia de rayos X en área de Ocampo, estado de Coahuila.

Punto	*Espectrómetro de Rayos Gamma*			*Analizador de Fluorescencia de Rayos X*					Descripción
	eTh (ppm)	*eU (ppm)*	*K (%)*	*La (ppm)*	*Ce (ppm)*	*Pr (ppm)*	*Nd (ppm)*	*Y (ppm)*	
VER-1	52	17	6	196	183	287	509	55	Flujos riolíticos de tonalidad rosa.
VER-2	39	14	4	267	260	399	638	73	Flujos riolíticos de tonalidad crema.
VER-3	63	32	7	198	173	278	459	141	Riolítas de tonalidad rosa con evidente oxidación.
VER-4	50	24	5	186	187	290	511	91	Limite entre las riolitas y las rocas sedimentarias.
VER-5	48	19	5	198	219	293	541	107	Obra minera de fluorita con calcita.
CRA-1	26	5	6	377	452	617	990	28	Límite entre las lutitas y las riolítas.
CRA-2	31	8	7	394	479	582	961	30	Flujos riolíticos de tonalidad amarillo claro.
CRA-3	31	7	8	335	421	458	713	35	Flujos riolíticos de tonalidad amarillo claro.
CRA-4	35	8	9	357	476	503	807	32	Flujos riolíticos de tonalidad rosa claro.
PIE-1	42	12	8	639	632	874	1545	92	Sienitas en el límite de la anomalía radiométrica.
PIE-2	48	11	9	518	450	643	1132	107	Sienitas con tonalidades grises a cremas.
PIE-3	51	11	8	410	769	697	1119	31	Sienitas con menor grado de alteración.
PIE-4	46	13	8	638	753	680	1273	206	Sienitas con menor grado de alteración.
PIE-5	44	12	9	782	632	691	1252	136	Enjambre de diques oscuros.
PIE-6	52	13	5	838	873	789	1350	94	Diques oscuros con espesores que van de los 5, 15 y 30 cm.
PIE-7	60	12	7	950	1242	825	1451	254	Dique oscuro con espesor de 60 cm.
GRI-1	31	8	6	384	502	341	578	76	Flujos riolíticos de tonalidad rosa claro a amarillo claro.
GRI-2	33	9	6	340	447	372	601	76	Porfido riolítico de tonalidad gris claro.
GRI-3	33	8	7	340	407	415	675	40	Flujos riolíticos de tonalidad amarillo claro, con de dentritas.
GRI-4	30	9	4	415	468	501	839	37	Contacto entre las riolitas y las areniscas.

CONCLUSIONES

La interpretación de datos aerogeofísicos permitió diferenciar cuerpos magmáticos en el área de Ocampo, Coahuila, de acuerdo a sus respuestas tanto magnéticas como radiométricas, así como la postulación de diferentes profundidades. Se pudieron caracterizar al menos 18 cuerpos intrusivos, identificando halos magnéticos que indican continuidad a profundidad.

El modelado en tres dimensiones mostró el comportamiento de los cuerpos intrusivos a diferentes profundidades (75 m, 250 m, 950 m y 2800 m), lo que permite postular un sistema magmático en varias fases. Adicionalmente, se estableció una relación estructural entre los cuerpos intrusivos y sistemas de fallas regionales

con rumbo NW 60° SE, lo que permite entender los controles estructurales sobre la mineralización.

Los resultados radiométricos fueron consistentes con las anomalías detectadas en el vuelo aerogeofísico, confirmando la presencia de concentraciones elevadas de tierras raras ligeras (La, Ce, Pr, Nd) e itrio (Y). La verificación de campo permitió validar la existencia de diques mineralizados, particularmente en la localidad de Piedritas, posicionándola como zona de alto interés para estudios posteriores y posibles campañas de exploración detallada. La clasificación radiolitológica complementó la interpretación magnética, aportando una herramienta para discriminar ambientes litológicos con potencial minero. Esta información resulta de gran ayuda para orientar futuras actividades de prospección en la región.

En conjunto, los resultados obtenidos no solo respaldan el potencial geológico del área de Ocampo, sino que también demuestran la importancia de la aerogeofísica como herramienta de exploración, reduciendo significativamente los tiempos y costos de identificación de zonas con potencial minero.

AGRADECIMIENTOS

Se agradece al M. en C. Francisco Javier Lara Sánchez, Gerente de Geofísica, y al Ing. David Berrocal Huerta, Subgerente de Geofísica Aérea, por las facilidades y el apoyo brindados durante la realización de este trabajo. Se extiende el reconocimiento al Ing. Marcos Gaona Mota por su colaboración en diferentes fases del estudio, así como al M. en C. Ácel Jiménez Hernández y al Ing. Darío Aguilar Baltierrez por el apoyo recibido durante la campaña de verificación. Finalmente, se agradece al Servicio Geológico Mexicano por autorizar la presentación de los datos geofísicos correspondientes al área de estudio.

REFERENCIAS CITADAS

Chávez Rangel Francisco Javier, Ramírez Gutiérrez J. Guadalupe. 2005. Carta geológico-minera Jaboncillos clave H13-D57, escala 1: 50 000, estado de Coahuila.

Herrera Monreal J. Crisanto, Rodríguez Rodríguez José Socorro. 2005. Carta geológico-minera Eutimias clave H13-D77, escala 1: 50 000 estado de Coahuila.

International Atomic Energy Agency. 2003. Guidelines for Radioelement Mapping Using Gamma Ray Spectrometry Data, IAEA-TEC-DOC-1363, IAEA, Vienna.

Montañez Castro Alberto, Rodríguez Rodríguez José S. 2005. Informe de la carta geológico-minera San Miguel, clave H13-D67, escala 1:50 000, estado de Coahuila.

Pérez Reynoso Xavier. 1980. Informe final de verificación magnetométrica terrestre. Proyecto Coahuila Centro. Anomalía "Cerro Minerva". (Fase I).

Phillips, J.D. 2007. Geosoft eXecutables (GX's) developed by the U.S. Geological Survey, version 2.0, with notes on GX development from Fortran code: U.S. Geological Survey Open-File Report 2007-1355.

Romo Ramírez Julio Reyes, Herrera Monreal J. Crisanto, Larrañaga Obregón Gerardo, Rodríguez Rodríguez José Socorro. 2002. Informe de la carta geológico-minera San Miguel, clave H13-12, escala 1:250 000, estados de Coahuila y Chihuahua.

Vergara Martínez Álvaro, Huicochea Reyes Alberto Giovanni. 2007. Carta geológico-minera Boquillas del Carmen, H13-D47, escala 1: 50 000, estado de Coahuila.

Caracterización geológica y modelo magmático–hidrotermal para el yacimiento El Arco, Baja California, México.

Autores: Maestro en Ciencias - Miguel Alan Aviles Cordova

Entidad de adscripción: Grupo México Minería, Departamento de Exploraciones.
Correo electrónico: miguel.aviles@mm.gmexico.com

Resumen

El yacimiento El Arco, es un depósito clasificado como un sistema de pórfido de Cu-Au que se encuentra hospedado en una secuencia de rocas volcánicas de composición andesitas y andesitas basálticas procedentes de un arco de islas del Jurásico que fue acrecionado a la corteza continental durante el Cretácico. Este trabajo de investigación caracteriza la litología, mineralización, alteración hidrotermal y edad del yacimiento El Arco, así como características de los fluidos y su relación con las demás zonas del distrito minero El Arco-Calmallí, permitiendo clasificar al depósito El Arco como un sistema de pórfido de Cu-Au.

Los fechamientos U-Pb en zircones para dos intrusivos diferentes dentro del distrito minero dieron edades de 156 ± 0.8 Ma y 160 ± 0.8 Ma, de esta manera confirmando la presencia de un yacimiento jurásico. Los datos geoquímicos para las rocas magmáticas definen patrones de REE típicos de un arco volcánico calcoalcalino. Los datos de temperatura, presión, composición y salinidad de los fluidos obtenidos en este trabajo permiten sugerir que los primeros 800 metros de profundidad podría corresponder a una parte externa y/o superficial del yacimiento, sugiriendo que el volumen de éste podría ser más grande de lo que se interpreta actualmente.

Los estudios sobre las características composicionales de los tipos de vetillas del yacimiento El Arco corresponden a las que se han descrito para los sistemas pórfidos cupríferos, mientras que los resultados de los análisis de las inclusiones fluidas sobre los diferentes tipos de vetillas del yacimiento El Arco reportan altas salinidades de 16.89 a 40.09 wt% NaCl y para las muestras del pórfido de granodiorita El Arco de 14.97 a 40.09 wt% NaCl, clásicas de un sistema de tipo pórfido de cobre.

Abstract

The ore body El Arco, it is a deposit classified as a Cu-Au porphyry system that is hosted in a sequence of volcanic rocks such andesites and basaltic andesites composition from a Jurassic island arc that was accreted to the continental crust during the Cretaceous. This research work characterizes the lithology, mineralization, alteration, and the age of the El Arco deposit, as well the characteristics of the fluids and their relationship with the other areas of the El Arco-Calmallí mining district, allowing the El Arco deposit to be classified as a Cu-Au porphyry system.

U-Pb dating was done on zircons for two different intrusives inside of the mining district which gave ages of 156 ± 0.8 Ma y 160 ± 0.8 Ma. This confirms the presence of a Jurassic deposit. Geochemical data for magmatic rocks define REE patterns typical of a calc-alkaline volcanic arc. The temperature, pressure, composition, and salinity data of the fluids obtained in this work allow us to suggest that the first 800 meters of the depth could correspond to external and/or superficial part of the ore deposit, suggesting that its volume could be larger than currently interpreted.

The studies on the compositional characteristics of the types of veinlets from the El Arco corresponds to those that have been described for porphyry copper systems, while the results of the analysis of fluid inclusions on the different types of veinlets of the El Arco reservoir report high salinities of 16.89 to 40.09 wt% NaCl and for the samples from El Arco granodiorite porphyry from 14.97 to 40.09 wt% NaCl, classic of a porphyry-type system copper made.

Introdución

El yacimiento El Arco al ser un proyecto con más de 40 años en etapa de exploración (aún sin llegar a la fase operativa), diversas teorías sobre su génesis y tipología de yacimiento han sido propuestas e interpretadas a lo largo

del tiempo, por lo cual el presente trabajo recopila diversos métodos analíticos utilizados con el objetivo de una caracterización geológica más concreta para el yacimiento El Arco.

Objetivo

Compartir los resultados de los diferentes métodos analíticos usados para la caracterización geológica del yacimiento El Arco, asi como dar a conocer las principales características geológicas del yacimiento y sus dimensiones.

Figura 1.- Mapa general de la localización del proyecto El Arco, en el estado de Baja California.

Estudios previos

En la década de los 1970's se empezaron a publicar las primeras tesis y trabajos internos de Industrial Minera México S. A. que hablaban sobre geología y geofísica del distrito minero El Arco-Calmallí, de las más destacable se encuentra el trabajo de David Allen Barthelmy en 1975 quien habla sobre la geología del distrito El Arco-Calmallí y reportó seis edades para las rocas plutónicas del área con el método K-Ar, donde fechó el pórfido El Arco en 107 ± 2.5 Ma (ortoclasa), en base a los resultados de sus fechamientos sugiere que la parte sur del cinturón batolítico peninsular se enfrió un poco antes que la parte norte.

Otro autor que fechó el pórfido de granodiorita (roca entera) fue Shafiqullah en 1974, obteniendo una edad de 93.4 ± 2.1 Ma. Posteriormente, Farías García en su tesis en 1978 elaboró un trabajo de exploración geofísica para el distrito minero El Arco-Calmallí, donde ejerció algunos métodos como gravimetría, resistividad, aeromagnetismo, polarización inducida y electromagnetismo, también desarrolló un trabajo exclusivamente para el depósito El Arco, donde incluye una polarización inducida, resistividad, estudios magnéticos del suelo y gravimetría.

López-Martínez et al. (2002) informaron de una edad isócrona 40Ar39Ar de 138 ± 2.5 Ma en granos individuales de pirita, interpretada como el momento en que pequeñas inclusiones de sericita fueron atrapadas por cristales de pirita.

Valencia et al. (2006) reportan que el yacimiento de pórfido de cobre El Arco tiene una edad de cristalización del Jurásico medio (U-Pb) de 164.7 ± 6.7 Ma y las vetas de cuarzo-molibdenita tienen una edad de mineralización (Re-Os) 164.1 ± 0.41 Ma, también sugiere que podría asociarse más apropiadamente al complejo volcánico-plutónico San Andrés-Cedros (~ 166 Ma) y de las ofiolitas del Triásico Tardío de la Península de Vizcaíno y de la adyacente Isla de Cedros, en lugar de la Formación Alisitos (Atpiano-Albiano).

Posteriormente a esta publicación, se reportan datos de isótopos radiogénicos para las andesitas de roca huésped y el pórfido de granodiorita que muestran características típicas de arco volcánico (Weber y López-Martínez, 2006).

Los datos de isótopos de Pb en roca total indican que el pórfido que contiene el cobre y las andesitas encajonantes evolucionaron a partir del mismo proceso magmático, esto sugiere que no se agregó Pb durante la mineralización y algunas composiciones de isótopos de Pb fueron ligeramente perturbadas por un evento metamórfico posterior, los isótopos de Sr y Nd muestran que los magmas evolucionaron a partir de un depósito de manto empobrecido sin la participación de la corteza continental más antigua (Weber y López-Martínez, 2006).

Metodología

En ‘‘geoquímica’’ el objetivo fue la clasificación de rocas para el distrito minero El Arco-Calmallí, se recolectaron muestras de barrenos pertenecientes al yacimiento El Arco y muestras superficiales. El proceso de trituración y pulverización de muestra, se realizó Laboratorio de Preparación de Muestras para Geoquímica del Instituto de Geología de la UNAM-ERNO bajo la supervisión del geólogo Elizard González Becuar. Primero se utilizó la trituradora de quijadas de acero, después se realizó un cuarteamiento de la muestra y se depositó en tamiz con malla número 60, posteriormente se pulverizó en un molino de bolas de ágata.

Los análisis de las muestras se realizaron en el laboratorio Bureau Veritas, donde se seleccionó el protocolo: LF200, que incluye el método de “lithium borate fusión” y XRF (X-Ray Fluorescence) para elementos mayores representados por Si, Al, Cr, Ca, Fe, K, Mg, Mn, Na, P, Ti, Ba, Nb, Ni, Sc, Sr, Y, Zr, LOI y para los elementos trazas el método ICP-MS (Inductively Coupled Plasma Mass Spectrometry) Ba, Be, Ce, Co, Cs, Dy, Er, Eu, Ga, Gd, Hf, Ho, La, Lu, Nb, Nd, Pr, Rb, Sm, Sn, Sr, Ta, Tb, Th, Tm, U, V, W, Y, Yb y Zr. Además, este mismo paquete cuenta con una extensión donde se obtienen los siguientes elementos Ag, As, Au, Bi, Cd, Cu, Hg, Mo, Ni, Pb, Sb, Se, Tl y Zn.

Para ‘‘inclusiones fluidas’’, el análisis microtermométrico se realizó en el laboratorio de la UNAM campus Juriquilla, en la División de Geociencias a cargo del Dr. Eduardo González Partida, el cual realizó las mediciones necesarias para este estudio.El problema geológico para resolver con este análisis es el obtener las características de los fluidos presentes dentro del yacimiento El Arco, por lo cual la selección de muestras fue estrictamente cuidadosa y fue posterior a un logueo geológico a detalle, eligiendo de esta manera los diferentes tipos de vetillas existentes en el yacimiento y poder tener una mayor información de dichos fluidos. Para el presente trabajo, se recolectaron 14 muestras representativas de los diferentes tipos de vetillas existentes en el yacimiento El Arco, las cuales fueron obtenidas de núcleos de barrenación. Para este estudio se analizaron 584 mediciones en 14 muestras dentro del yacimiento El Arco.

En ‘‘petrografía’’ Con un total de 49 muestras recolectadas dentro del distrito minero El Arco-Calmallí, distribuidas en muestras superficiales y de barrenos correspondientes al yacimiento El Arco, con el fin de definir litologías, tipos de vetillas y alteraciones. Todas las muestras para petrografía se cortaron y pegaron en el departamento de preparación de muestras petrográficas de la empresa Grupo México en Hermosillo, Sonora, México. Posteriormente, se llevaron las 45 láminas delgadas y 4 secciones pulidas prefabricadas al Departamento de Geología de la Universidad de Sonora, y con ayuda del técnico Jorge Chang se pasó a la etapa de pulido para finalizar el proceso de fabricación de lámina delgada y algunas secciones pulidas. Finalmente, para la visualización de dichas muestras petrográficas se utilizó el microscopio petrográfico perteneciente a la empresa Grupo México, en las oficinas del Departamento de Exploraciones en Hermosillo, Sonora, México.

Los estudios con el ‘‘microscopio electrónico de barrido (SEM-EDS)’’ se elaboraron Departamento de Investigación de Polímeros y Materiales de la Universidad de Sonora, con el microscopio electrónico de barrido JEOL JSM-5410LV, bajo la supervisión del Dr. Francisco Brown, también se hizo uso del equipo TM3030Plus propiedad de la Estación Regional del Noroeste del Instituto de Geología de la UNAM, bajo la supervisión del Dr. Daniel Ramos.

Para la ‘‘geocronología U-Pb por ablación laser ICP-MS (LA-ICPMS) en zircones’’, se utilizó el método U-Pb en zircón genera edades de buena precisión debido a los avances de la metodología enfocados en disminuir la incertidumbre de las edades que se calculan. Se recolectaron de 3.0 a 4.0 kg de roca de las muestras MA-B4 y MAV-54, correspondientes a muestras de intrusivos del distrito minero El Arco-Calmallí, con el fin de obtener las edades, y posteriormente se enviaron al Laboratorio de Estudios Isotópicos (LEI) en el Centro de Geociencias de la UNAM, Campus Juriquilla a cargo del Dr. Luigi Solari.

Resultados

Para la geoquímica se analizaron un total de 15 muestras que fueron recolectadas dentro del distrito minero El Arco-Calmallí, y solo una BAT-1 con coordenadas UTM 764,305E y 3,246,157N a 10 kilómetros al sureste de Laguna Chapala, a un costado de la carretera federal número 1. Las muestras dentro del distrito minero El Arco-Calmallí, 13 pertenecen a muestras superficiales

y 2 fueron recolectadas del barreno EAD-337 del yacimiento El Arco. En el diagrama AFM según Irvne y Baragar (1971) las andesitas encajonantes y el pórfido de granodiorita de El Arco muestran una correlación similar e indican que son probablemente el resultado de un mismo proceso de diferenciación-fraccionamiento en una serie calcoalcalina, mientras que los diques que se encuentran dentro del yacimiento se encuentran en el campo de la serie toleítica, indicando de esta manera un origen diferente.

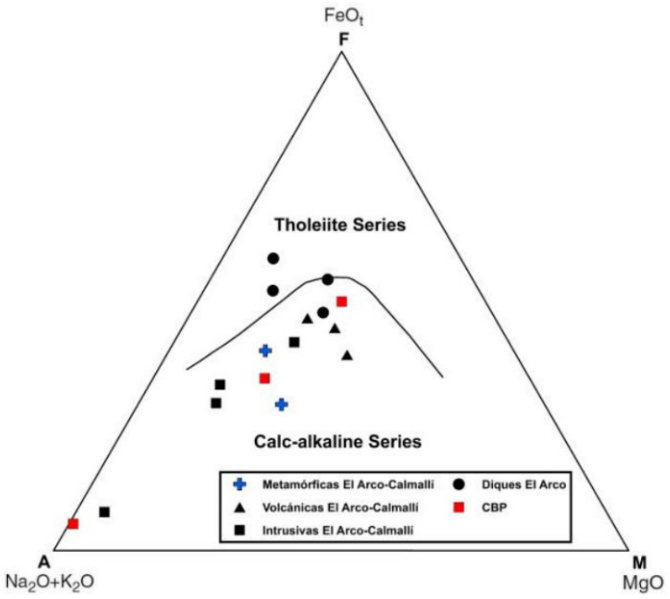


Figura 2.- Diagrama AFM, se marca los límites de los campos calcoalcalino y toleítica según Irvine y Baragar (1971).

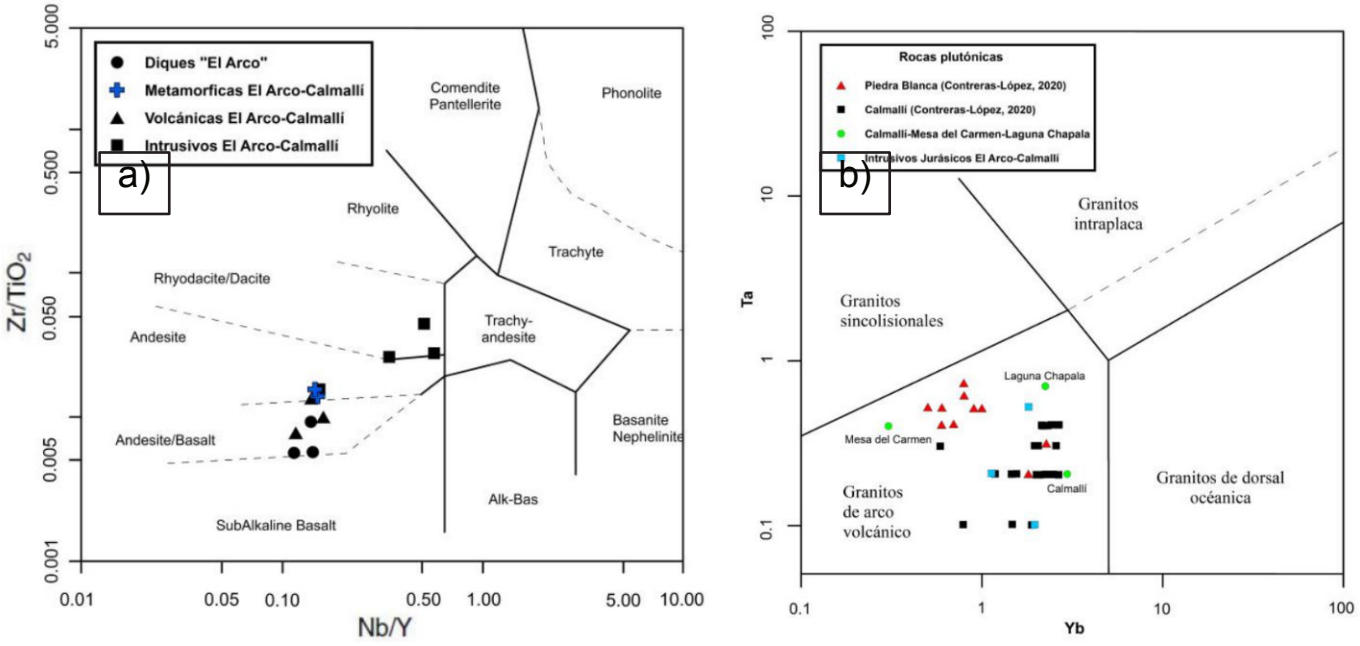


Figura 3.- A) Representación de los análisis de las rocas del distrito El Arco-Calmallí, utilizable para rocas alteradas (Winchester y Floyd, 1977). B) Diagrama de discriminación tectónica para rocas graníticas de Pearce et al. (1984).

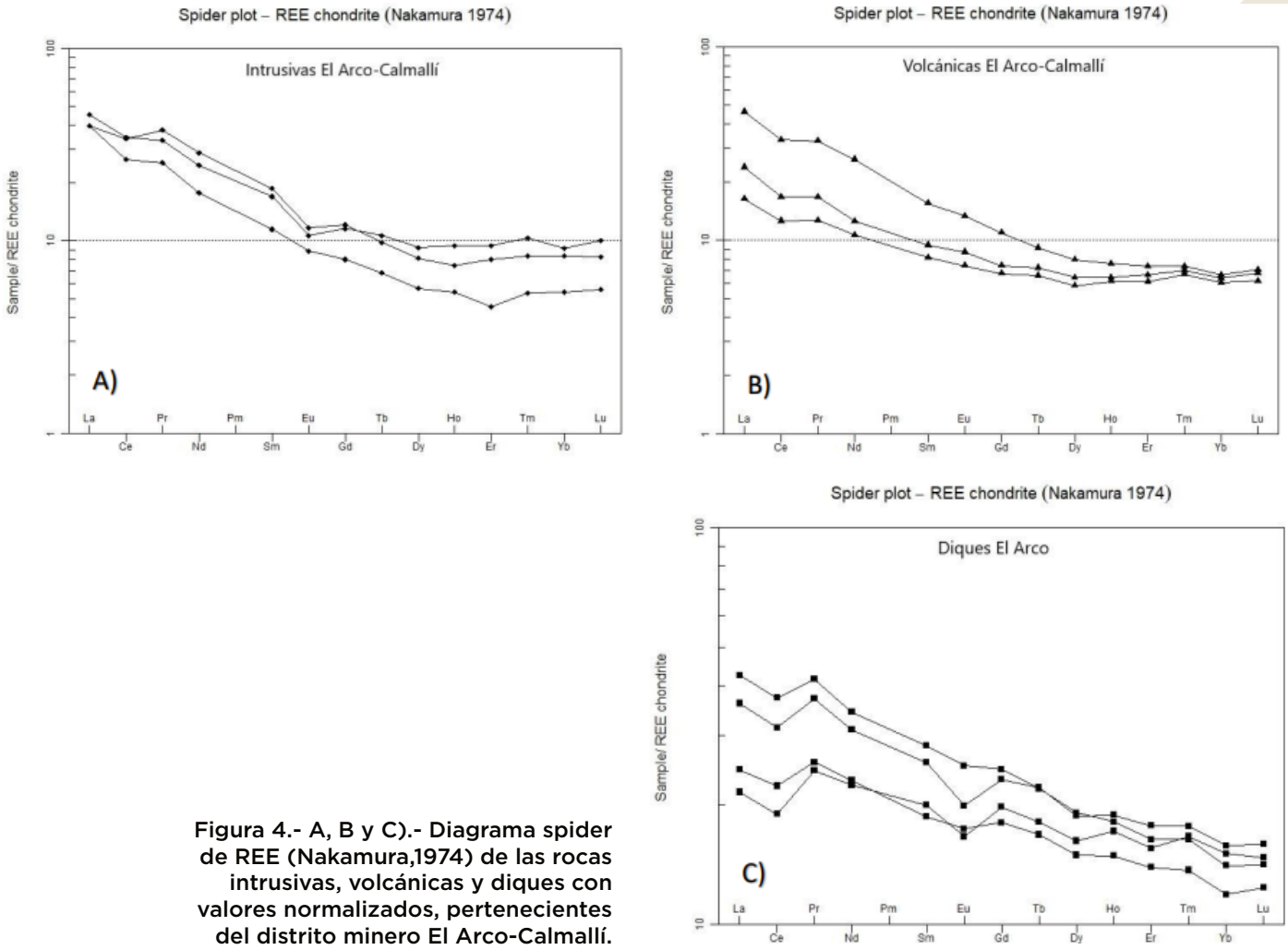


Figura 4.- A, B y C).- Diagrama spider de REE (Nakamura,1974) de las rocas intrusivas, volcánicas y diques con valores normalizados, pertenecientes del distrito minero El Arco-Calmallí.

Los resultados obtenidos de los distintos estudios geocronológicos efectuados en El Arco se presentan en la Tabla 1.

Muestra	*Coordenadas*	*Zona*	*Método*	*Roca/Mineral*	*Edad*
MAV-54	264440 E 3103387 N	El Arco (Barreno EAD-268)	U-Pb zircón	Pórfido de granodiorita	155.98 ± 0.76 Ma
MA-B4	266255 E 3107446 N	El Arco-Calmallí (Zona "El Buitre")	U-Pb zircón	Diorita	159.96 ± 0.83 Ma

Tabla 1.- Las 2 muestras seleccionadas del distrito minero El Arco-Calmallí para el estudio geocronológico por el método U-Pb en zircón.

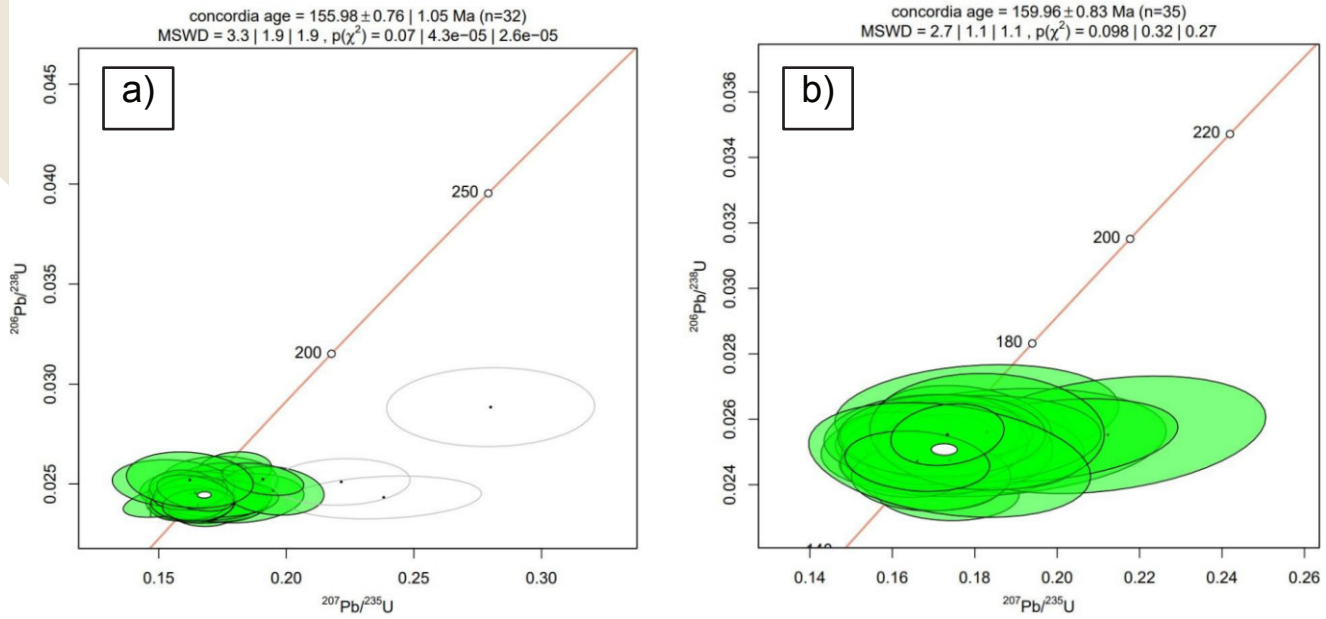


Figura 5.- A) Diagrama de concordia para la muestra MAV-54. B) Diagrama de concordia para la muestra MA-B4.

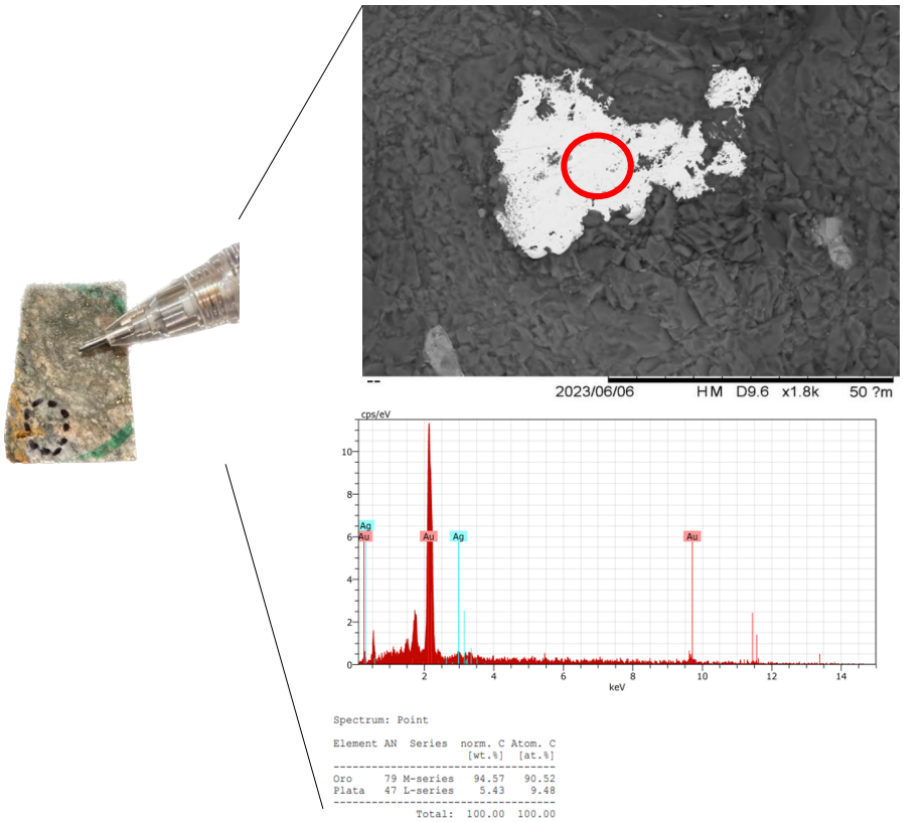


Figura 6.- Microfotografía, espectro y tabla de composición de la muestra "EAD-266 (72.00 a 74.20)", perteneciente al barreno EAD-266, en el intervalo de 72.00 a 74.20 metros de profundidad, identificando dentro del círculo rojo el oro.

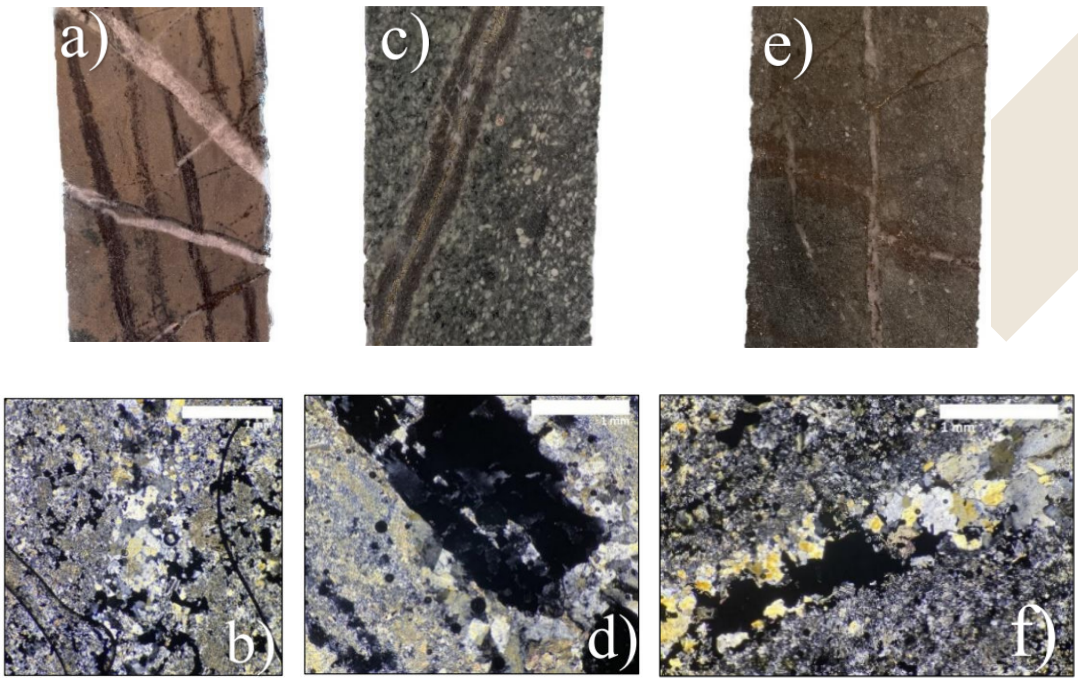


Figura 7.- a) Muestra MAV-44 del barreno EAD-310 a la profundidad de 577.60 metros, mostrando una vetilla tipo EBT está siendo cortada por vetillas de calcita y vetillas tipo "B", dentro de una roca andesita altera. b) Sección delgada de la muestra MAV-44 donde se aprecia una vetilla de cuarzo con ocasionales sulfuros en medio, junto con halo sericítico. c) Muestra MAV-70 del barreno EAD-313 a los 78.50 metros de profundidad, donde se ilustra una vetilla tipo EBT. d) Microfotografía de la muestra MAV-70, se observa una vetilla tipo EBT compuesta de cuarzo y gran cantidad de sulfuros en los bordes y en medio, cuenta con un halo sericítico. e) Muestra MAV-34 del barreno EAD-310 a los 339.80 metros de profundidad, se aprecia como una vetilla tipo EBT están siendo cortado por una vetilla tipo B. f) Sección delgada de la muestra MAV-34, se observa una vetilla EBT compuesta de cuarzo y abundante sulfuro en medio, con un pobre halo sericítico.

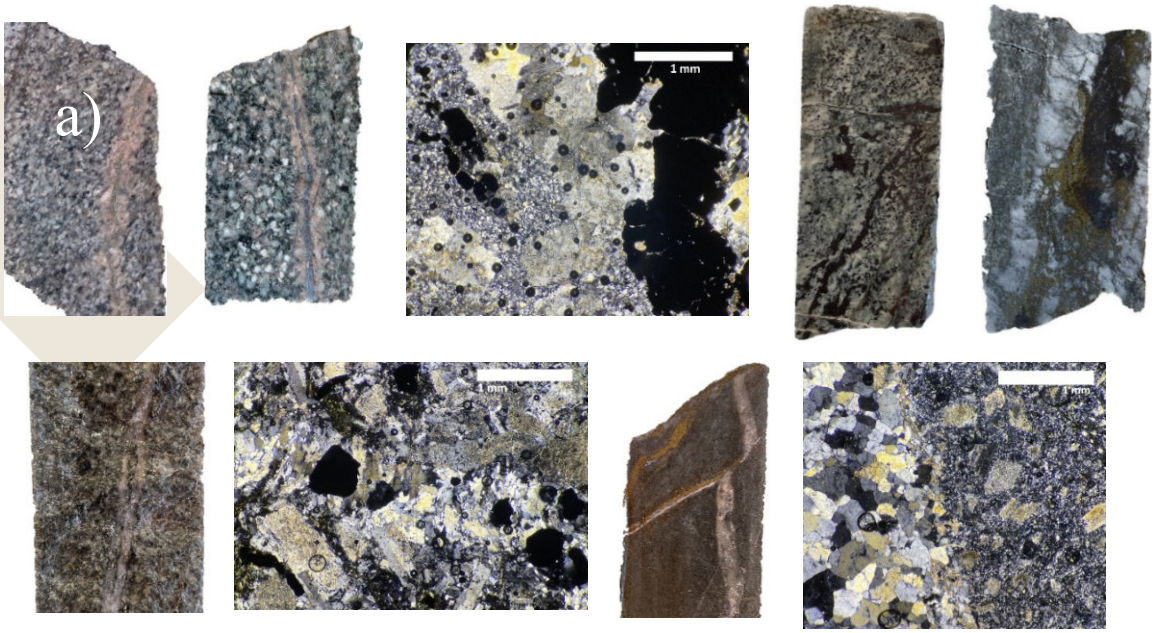


Figura 8.- a) Muestra EAD-337-10 del barreno EAD-337 a los 520.35 metros de profundidad, donde se observa una vetilla tipo A, dentro del pórfido de granodiorita. b) c) Ejemplar de una muestra de núcleo de perforación MAV-123 del barreno EAD-337 a 1,494.40 metros de profundidad, se observa una vetilla tipo A, con débil presencia de sulfuros, en el pórfido de granodiorita. c) Microfotografía de la muestra EAD-337-10, se aprecia una vetilla tipo A compuesta de cuarzo, abundante sulfuro en la parte central de la vetilla y un halo de feldespato potásico. d) Muestra MAV-108 del barreno EAD-328 a los 419.50 metros de profundidad, se aprecian vetillas tipo M, compuestas de magnetita, calcopirita y pirita, también se presenta en forma de pequeños parches. e) Muestra MAV-116 del barreno EAD-337 a los 459.80 metros de profundidad, se observa una veta de cuarzo con mineralización de magnetita y calcopirita, no contiene halos de alteración. f) Muestra MAV-111 del barreno EAD-310 a los 65.40 metros de profundidad, se observa una vetilla tipo B. g) Sección delgada de la muestra MAV-111, se aprecia una vetilla tipo B, compuesta de cuarzo y sulfuros (calcopirita) ocupando gran volumen de la vetilla. h) Muestra MAV-40 del barreno EAD-310 a 460.65 metros de profundidad, se observa como una vetilla tipo B (compuesta de cuarzo con molibdeno en medio y sin halo de alteración) siendo cortada por fracturas rellenas de sulfuros, especialmente calcopirita. i) Microfotografía de la muestra MAV-40, se observa una vetilla tipo B, compuesta de cuarzo, débil presencia de sulfuros y no cuenta halo de alteración.

Composición de la fractura y/o vetilla	Tipo de vetilla	Calcopirita	Pirita	Molibdenita	
Hilillos de cuarzo-cpy con halo de sericita.	EBT	—	—		I
Vetillas de magnetita sin halo de alteración con débil aporte de cpy-py.	M	—	—		II
Vetillas de cuarzo con halo de feldespato alcalino en paredes.	A	—	—		III
Vetillas de cuarzo y epidota, con cpy-py y sin halo de alteración.	B	—	—		IV
Vetillas de cuarzo con mineralización de cpy-py , sin halo de alteración.	B	—	—		VI
Vetillas de cuarzo con molibdenita, con mineralización de cpy-py, sin halo.	B	—	—	—	VII
Fracturas rellenas de sulfuros, con aportes tradíos? de calcita y epidota.		—	—		VIII
Cuarzo blanco lechoso.					IX
Vetillas de Epidota.					X
Vetillas de Calcita – Axinita.	D-E?				XI
Fracturas rellenas de óxido de fierro.					

Figura 9.- Cronología de las fracturas y vetillas dentro del yacimiento El Arco, de acuerdo con las observaciones megascópicas en los núcleos de roca, los espesores de las líneas indican la abundancia del mineral.

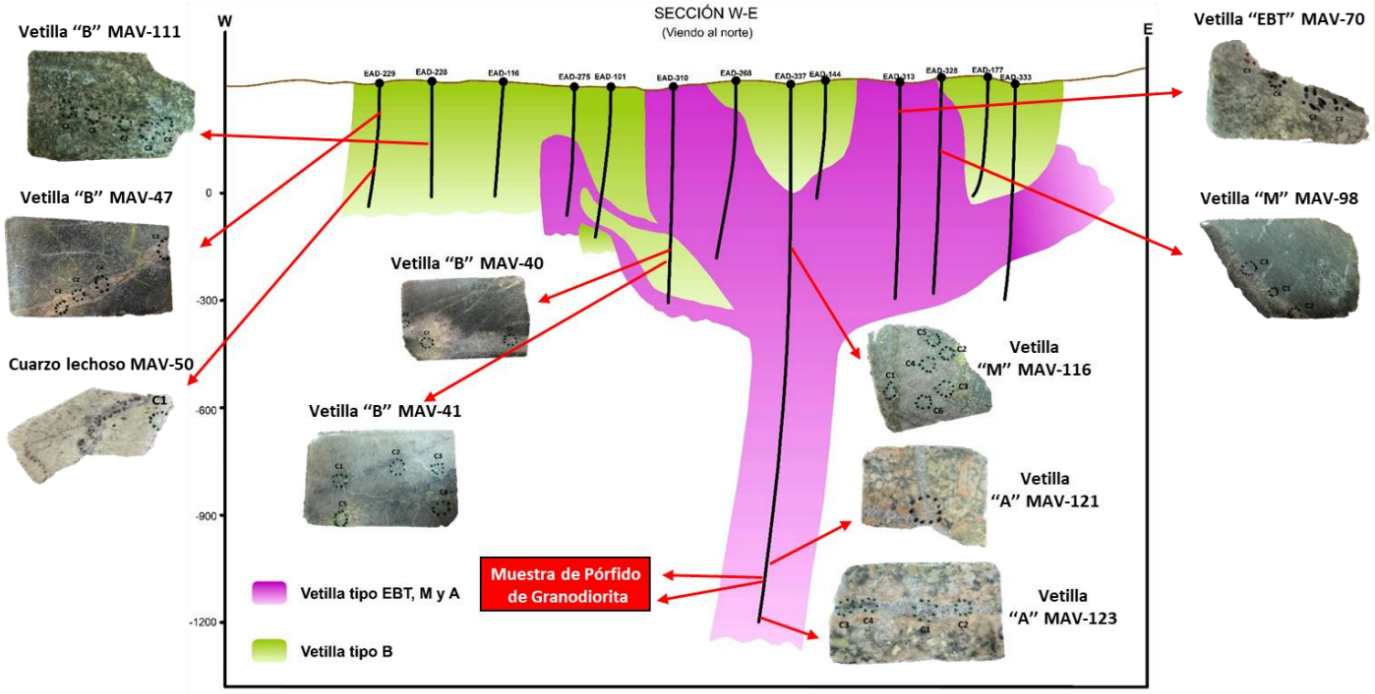


Figura 10.- Sección W-E que pasa por el centro del yacimiento, donde se observa la localización de cada muestra analizada para el estudio de las inclusiones fluidas (vetillas).

Muestra	Tipo Vetilla	Num.	Profundidad (m)	Tff (°C)	Tff (°C) prom	Th (°C)	Th (°C) prom	NaCl Eq %	NaCl prom
MAV123-C1	A	37	1494.4	(-16 a -18)	-17.32	(190 a 155)	173.95	(20.97 a 19.45)	20.46
MAV116-C6	M	34	459.8	(-14 a -16)	-15.00	(175 a 146)	163.29	(19.45 a 17.79)	18.62
MAV116-C2	M	21	459.8	(300 a 205)	232.05	(160 a 145)	149.19	(38.14 a 31.64)	33.39
MAV40-C3	B	27	460.65	(281 a 250)	270.74	(195 a 175)	186.07	(36.72 a 34.54)	35.99
MAV40-C1	B	30	460.65	(-11 a -11.30)	-11.20	(150 a 141)	145.43	(15.27 a 14.97)	15.17
MAV44-C2	EBT	23	577.6	(271 a 209)	229.22	(156 a 135)	144.57	(36.00 a 31.89)	33.21
MAV70-C1	EBT	36	78.5	(-13 a -16)	-14.72	(160 a 128)	144.31	(19.45 a 16.89)	18.37
MAV50-C2	Cuarzo lechoso	37	233.5	(-16 a -18)	-16.70	(160 a 150)	154.68	(20.97 a 19.45)	19.99
MAV122-C1	A	36	1388.35	(-12 a -14)	-12.97	(150 a 120)	135.58	(17.79 a 15.96)	16.85
MAV98-C1	M	32	251.7	(-17 a -17)	-17.00	(165 a 160)	162.38	(20.22 a 20.22)	20.22
MAV98-C2	M	27	251.7	(325 a 215)	304.59	(172 a 160)	165.96	(40.09 a 32.26)	38.52
MAV41-C1	B	30	489	(-13 a -14)	-13.50	(160 a 140)	148.67	(17.79 a 16.89)	17.34
MAV41-C2	B	29	489	(310 a 290)	299.72	(151 a 130)	142.21	(38.91 a 37.39)	38.12
MAV47-C2	B	32	73.51	(-17 a -18)	-17.59	(167 a 158)	162.03	(20.97 a 20.22)	20.67
MAV111-C2	B	29	200	(-16 a -18)	-17.31	(195 a 154)	170.52	(20.97 a 19.45)	20.45
M-1a	Pórfido granodiorita	31	1494.15	(-14.5 a -16.00)	-15.38	(180 a 170)	175.23	(19.45 a 18.22)	18.94
M-1b	Pórfido granodiorita	15	1494.15	(325 a 290)	309.80	(192 a 179)	186.27	(40.09 a 37.39)	38.90
M-2	Pórfido granodiorita	35	1460	(-11 a 13.50)	-12.57	(160 a 125)	142.49	(17.34 a 14.97)	16.48
M-3a	Pórfido granodiorita	24	1475.15	(-10 a -12)	-11.17	(138 a 125)	132.67	(15.96 a 15.12)	15.12
M-3b	Pórfido granodiorita	19	1475.15	(300 a 280)	293.26	(140 a 130)	135.63	(38.14 a 37.63)	37.63

Tabla 2.- Resultados de análisis microtermométricos en inclusiones fluidas. Num = Número de mediciones; Tff = Temperatura de fusión del último cristal de hielo dentro de la inclusión; Th = Temperatura de homogenización de fases; Qz = Cuarzo; Cpy = Calcopirita; Py = Pirita; Mo = Molibdenita; Fk = Feldespato Potásico; Ser = Sericita.

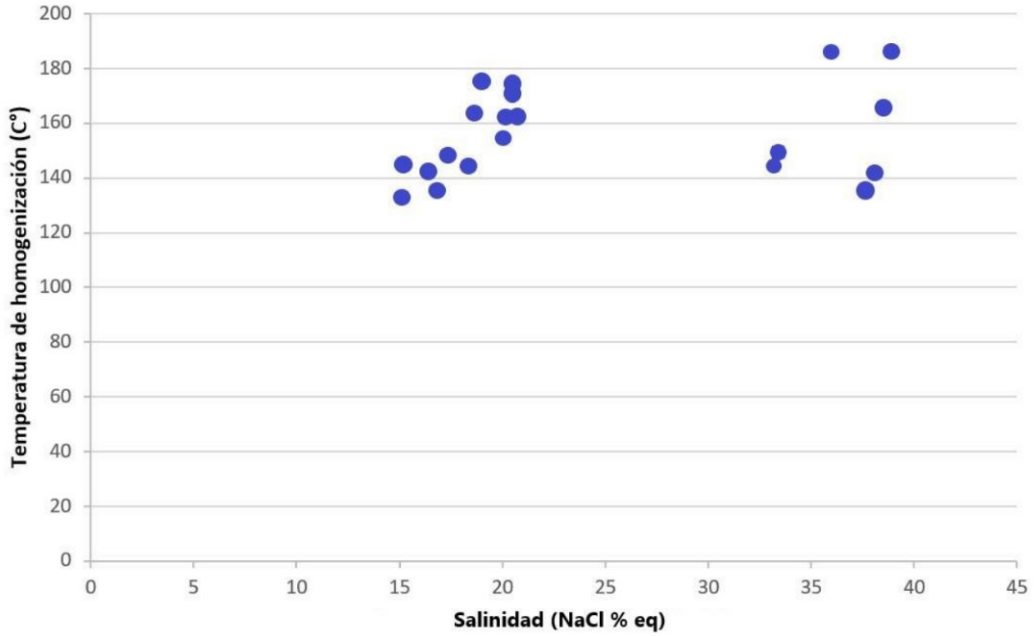


Figura 11.- Grafica de salinidad contra temperatura de homogenización, de las inclusiones fluidas analizadas, mostrando dos poblaciones con semejante temperatura de homogenización, pero diferentes salinidades. Note, como no hay un patrón a seguir para los diferentes tipos de vetillas y para el pórfido de granodiorita.

Conclusiones

Con los resultados obtenidos dentro de este trabajo se confirma que el yacimiento de pórfido de cobre El Arco tiene una edad de cristalización del Jurásico Medio y que las rocas del distrito minero El Arco-Calmallí se asocian más apropiadamente al complejo volcánico-plutónico San Andrés-Cedros (~ 166 Ma) en lugar del de la Formación Alisitos (Aptiano-Albiano).

La geocronología U-Pb en zircones para el pórfido de granodiorita de El Arco arrojó una edad de 155.98 ± 0.76 Ma y la diorita de la zona El Buitre (escasos kilómetros al norte del yacimiento El Arco) con una edad 159.96 ± 0.83 Ma, ambas con edades jurásicas, que apoyan a la interpretación antes mencionada.

En cuanto a los resultados de geoquímica se interpreta que las tendencias de las REE de las rocas intrusivas y volcánicas jurásicas del distrito minero El Arco-Calmallí, conservan patrones de REE típicos de un arco volcánico resultantes de una serie calcoalcalina, por otro lado, los diques que cortan al pórfido El Arco proceden de una fuente diferente producto de una serie toleítica, más primitiva y menos fraccionada.

Los tipos de vetillas del yacimiento El Arco son semejantes a las que se han descrito para pórfidos cupríferos, estas juegan un rol importante en la mineralización, siendo las vetillas tempranas tipo A y posteriormente el tipo B, las principales aportadoras de cobre para el yacimiento.

Los resultados sobre el estudio micrométrico sobre los diferentes tipos de vetillas para el yacimiento El Arco aportan altas salinidades con 16.89 a 40.09 wt % NaCl y para las muestras del pórfido de granodiorita de 14.97 a 40.09 wt % NaCl, estas saturaciones son clásicas de un ambiente pórfido de cobre, por otro lado, también se obtuvieron bajas temperaturas y bajas presiones, por lo cual en conjunto se interpreta que las muestras analizadas pudieran corresponder a la parte somera del yacimiento El Arco, teniendo en cuenta que las muestras analizada se tomaron desde 78.50 a 1494.40 metros de profundidad.

Con los análisis elaborados dentro de este trabajo se afirma la existencia de un yacimiento tipo pórfido Cu-Au de edad jurásica, con valores de oro relativamente importantes

y con alteraciones hidrotermales restringidas, y con los resultados microtermométricos obtenidos en este estudio se podría prever un volumen más grande para este yacimiento del que se tiene conocimiento en la actualidad.

Agradecimientos

En primer lugar, tengo que expresar un amplio agradecimiento a la empresa en la que trabajo Grupo México por la oportunidad de seguir desarrollándome como profesional de la geología, así como al departamento de exploraciones especialmente al Ing. Mario Rascón (Gerente de Exploraciones – Jubilado) por el apoyo y al gerente de exploraciones el Ing. Roberto Robles Fuentes, por permitirme concluir con éxitos mis estudios de maestría.

Un agradecimiento a todo el comité de la maestría: Dr. Lucas Ochoa, Dr. Martín Valencia, Dr. Efren Perez, Dr. Ariel Echavarri, Dr. Eduardo González y Dr. Raul Lugo.

Los Modelos Hidrogeológicos Conceptuales, Aplicación y Utilidad en los Estudios del Agua Subterránea y Minería, Caso de Estudio: Acuífero Silao–Romita. Guanajuato.

Guadalupe Ibarra Olivares[1], Raúl Miranda Avilés[2]

[1] Servicio Geológico Mexicano, Dirección de Investigación y Desarrollo, Subdirección de Estudios Ambientales y Experimentación. Gerencia de Hidrogeología y Geología Ambiental, Subgerencia de Geología Ambiental. Blvd. Felipe Ángeles Km. 93.5-4, Col. Venta Prieta, Pachuca de Soto, Hidalgo, C.P. 42083.
[2] Universidad de Guanajuato, Departamento de Minas, Metalurgia y Geología. Guanajuato, Guanajuato C.P.36020, México.

Correo Electrónico: guadalupeibarra@sgm.gob.mx

Resumen

El agua subterránea es uno de los recursos básicos y, en ocasiones, único para el abastecimiento humano, la agricultura y la industria en la zona centro y norte de México, así como en varios países del mundo, por lo que es relevante estudiar, analizar y determinar las características de calidad y almacenamiento del agua subterránea en los diferentes sistemas acuíferos, incluyendo las zonas mineras. Por lo anterior, estudios que estén relacionados con las aguas subterráneas deben contar con un Modelo Hidrogeológico Conceptual (MHC) bien sustentado, que permita conocer de forma sencilla, las características reales del sistema hidrogeológico. El objetivo del presente trabajo fue, conocer la interrelación entre acuíferos, en la porción centro poniente del estado de Guanajuato, donde se localizan los acuíferos Silao-Romita, Valle de León, y La Muralla, estudiando las características geológico-estructurales y la química del agua subterránea. Mediante la caracterización hidrogeoquímica y la geología estructural, se observaron las diferentes facies hidrogeoquímicas, los tipos de flujo subterráneo y, la conexión hidráulica entre acuíferos. Como resultado del presente trabajo, se elaboró el MHC del área de estudio, donde se indica el número y tipos de acuíferos, los tipos de flujo y las facies hidrogeoquímicas, entre otros, que evidencian la conexión hidráulica entre acuíferos granulares y el acuífero fracturado. Esta información será relevante para las autoridades encargadas de la gestión integral del agua (organismos operadores del agua, Secretaría del Agua y Medio Ambiente de Guanajuato y la Comisión Nacional del Agua. Sin embargo, este tipo de investigaciones son fundamentales para el desarrollo de proyectos relacionados con el subsuelo, que, incluyen a los proyectos mineros, considerando que, en algunos proyectos relacionados con la minería, el agua subterránea es motivo de controversia, aún en zonas en donde el recurso hídrico subterráneo no es afectado e incluso, se encuentra ausente.

Palabras clave: modelo hidrogeológico conceptual, acuífero, conexión hidráulica

Summary

Groundwater is a fundamental resource and often, the only one human supply, agriculture, and industry, in the central and northern regions of Mexico, as well as in various countries around the world. Therefore, it is essential to study, analyze, and determine the quality and storage characteristics of groundwater in different aquifer systems, including mining areas. For this reason, studies related to groundwater must be based on a well-supported Conceptual Hydrogeological Model (CHM), which allows for a simple understanding of the real characteristics of the hydrogeological system.The objective of this study was to understand the interrelationship bet-

ween aquifers in the central-western portion of the Guanajuato state, where the Silao-Romita, Valle de León, and La Muralla aquifers are located, by studying geological-structural features and groundwater chemistry. Through hydrogeochemical characterization and structural geology, different hydrogeochemical facies, types of groundwater flow, and the hydraulic connection between aquifers were observed. As a result of this study, a CHM was developed for the study area, indicating the number and types of aquifers, flow types, and hydrogeochemical facies, among others, which demonstrate the hydraulic connection between granular aquifers and the fractured aquifer. This information will be relevant for the authorities in charge of integrated water management (water utility agencies, the Water and Environment Secretariat of Guanajuato, and the National Water Commission). However, this type of research is also fundamental for the development of subsurface-related projects, including mining projects, considering that, in some mining-related projects, groundwater is a subject of controversy, even in areas where the groundwater resource is not affected or is even absent.

Keywords: conceptual hydrogeological model, aquifer, hydraulic connection

INTRODUCCIÓN.

La hidrogeología es la ciencia que estudia el origen, formación, formas de yacimiento, difusión, movimiento, régimen y reservas de las aguas subterráneas; así como la interacción con los suelos y rocas, su estado y propiedades. También estudia las condiciones que determinan las medidas de su aprovechamiento, regulación y evacuación, (Martínez Parra, 2009).

Las aguas subterráneas son una fuente crítica de agua potable para casi la mitad de la población mundial, además de suplir necesidades de irrigación en la agricultura, entre otros usos (Valencia,2014). Estas representan una de las principales fuentes de abastecimiento para el consumo humano, agrícola e industrial, tanto en México como en varios países del mundo, por lo que es relevante contar con un Modelo Hidrogeológico Conceptual (MHC) bien sustentado, que permita conocer los tipos de acuíferos en un área determinada y la posible interrelación entre ellos. Una deficiente interpretación de un MHC, generará incertidumbre en los resultados y, por consiguiente, errores en la toma de decisiones, lo cual impactará en forma importante en la sociedad. Por lo que resulta de gran interés contar con un MHC que permita caracterizar las unidades hidrogeológicas, conocer los tipos y geometría de los acuíferos, ubicar las zonas de recarga y descarga, detectar los flujos preferenciales del agua subterránea, conocer los niveles piezométricos o freáticos y, definir el basamento hidrogeológico, entre otros.

Aunque algunas investigaciones han ilustrado mediante estudios de caso y algunos modelos numéricos, varios de los efectos de las relaciones entre acuíferos, pocas de ellas abordan el tema de la posible conexión hidráulica y sus efectos (Perdomo Melo y Rojas Leguizamón, 2017).

El presente trabajo tuvo como objetivo evaluar la interrelación entre acuíferos, siendo primordial contar con un modelo hidrogeológico conceptual bien definido y representativo del sistema, para conocer mediante este modelo, las variables geológicas e hidrogeológicas que condicionan la comunicación hidráulica entre unidades litopermeables de un acuífero granular y un acuífero fracturado, localizados en el estado de Guanajuato. Los modelos hidrogeológicos conceptuales, son la base de los modelos numéricos, siendo su monitoreo una actividad relevante en la actualidad. Es aquí donde los modelos conceptuales y matemáticos bien calibrados, resultan ser fundamentales, ya que constituyen la herramienta básica a través de la cual se puede evaluar y predecir el comportamiento de los niveles de profundidad del agua subterránea de tan importantes reservorios de agua dulce (Mejías et al., 2011). Conceptualizar un modelo de aguas subterráneas, es el primer e importante paso en el desarrollo o construcción de modelos conceptuales, ya que se provee un panorama general de los límites de un sistema acuífero, es decir, su geometría, propiedades y procesos relevantes, que dan respuesta a las preguntas de investigación, acotando la brecha entre caracterización hidrogeológica y modelación del agua subterránea (Ibarra, 2025). El desarrollo de los modelos conceptuales está basado en la disponibilidad de la información geológica e hidrogeológica, que incluye datos de niveles piezométricos y concentraciones de elementos traza, entre otros, pero también de la interpretación de la información por parte de los

expertos (Enemark et al., 2019). En varios casos, el sistema para el abastecimiento está compuesto de baterías de pozos que explotan a gran escala un acuífero, como es el caso del Acuífero La Muralla en Guanajuato, México (Ibarra-Olivares, 2004), así como en el Acuífero Nimboyores en Costa Rica (García & Arellano, 2012). Otros ejemplos los tenemos en Sudamérica (Thalmeier & Rodríguez, 2022), en acuíferos trasfronterizos US-México (Robertson et al., 2022) o en Europa (Koit et al., 2021; Martin et al., 2020). Muchos acuíferos abastecen a complejos turísticos (Burgos Pérez, 2004; Gondwe et al., 2011), o a grandes ciudades, como es caso del Acuífero La Muralla, en Guanajuato, México, generando conflictos sociales en comunidades aledañas a estas baterías de pozos, así como controversias a nivel municipal, estatal y nacional, e incluso en algunos casos, denuncias a nivel internacional (García & Arellano, 2012).

En varios países del mundo existen diversas problemáticas en sistemas acuíferos transfronterizos, como el caso de Estados Unidos de América y México (Robertson et al., 2022), siendo algunos acuíferos compartidos; el Acuífero Hueco-Tularosa, Acuífero del Hueco, Acuífero del Río Bravo, entre otros, (Chávez et al., 1998). En Sudamérica, por ejemplo, el Sistema Acuífero Guaraní (SAG), es un acuífero que incluye los territorios de Argentina, Brasil, Paraguay y Uruguay, donde los mecanismos de gestión están siendo analizados e integrados conjuntamente, ya que las legislaciones referentes a los recursos hídricos subterráneos son distintas en los cuatro países (Gastmans et al., 2012). Sin embargo, actualmente se realizan esfuerzos para consolidar mecanismos de gestión compartida.

Considerando que un MHC, da una idea básica de cómo operan los sistemas y procesos en un área determinada, es necesario incluirlo dentro de cualquier estudio hidrogeológico u otro que tenga relación con el subsuelo, ya que este, nos permite simplificar el problema que se está examinando, organizando los datos para que el sistema se pueda analizar eficazmente (Winkler et al., 2003). La simplificación es necesaria, ya que una reconstrucción completa del sistema es prácticamente imposible. (Betancur & Palacio, 2009). También, la hidrogeoquímica es una herramienta muy útil para la identificación de conexiones y flujos ascendentes entre acuíferos, por medio de los contenidos de cloruros y sulfatos que pueden aumentar rápidamente en las transiciones entre acuíferos (Gastmans et al., 2012). La hidrogeoquímica ha demostrado en diferentes estudios, la interacción roca/agua o la mezcla de las aguas provenientes de diferentes acuíferos). En conjunto con estudios isotópico, permite la identificación de las áreas de recarga y descarga, mezcla de aguas de los diferentes acuíferos y direcciones del flujo subterráneo (Lu et al., 2008; González-Ramón et al., 2013; Summa 2011; Haile & Abiye, 2012). También, el uso de los isótopos ambientales y iones mayores, han revelado la conexión directa de manantiales termales con cuerpos de agua superficiales y, entre acuíferos (Haile & Abiye, 2012, Ibarra 2023).

En cuanto a la aplicación de los modelos hidrogeológicos conceptuales en la minería se debe considerar, que el agua subterránea se mueve a través de los materiales en el subsuelo, y pocas veces se cuenta con la información sobre la cantidad y calidad del recurso hídrico en un área determinada, por lo que es importante contar con el apoyo de un hidrogeólogo, que genere, analice e interprete la información hidrogeológica básica, a fin de realizar un manejo adecuado de las aguas subterráneas. Existen casos específicos a nivel local, en donde la minería cobra especial interés, debido a las controversias con otros grupos de usuarios quienes refieren, que su fuente de agua está siendo presuntamente afectada por el laboreo de las obras mineras. Sin embargo, existen algunos casos, en los que se han desarrollado estudios hidrogeológicos que incluyen un MHC, y estos modelos conceptuales, han permitido determinar esa posible afectación a fuentes de aguas superficiales o subterráneas y ha sido determinante en la toma de decisiones. Un caso específico es el “Estudio Hidrogeológico en Calpulálpam de Méndez, Ixtlán, Estado de Oaxaca” (Martínez-Murillo et al., 2007), cuyo objetivo fue analizar las condiciones hidrogeológicas de la zona, así como determinar la posible relación del laboreo de la mina Natividad, con la merma y/o desaparición de manantiales. Con el apoyo del MHC se llegó a la conclusión de que no existían evidencias técnicas, que indicaran que el laboreo en la mina Natividad pudiera afectar el caudal del aprovechamiento del agua superficial en el área de estudio.

Puesto que una parte importante de la minería en el mundo, se realiza en zonas áridas o semiáridas la disponibilidad de agua y la competencia por este recurso hídrico escaso, constituye un aspecto primordial en la minería sustentable. La sobreexplotación de cualquier acuífero, tarde o temprano llegará a su agotamiento, especialmente en zonas donde la recarga es muy baja (Oyarzun & Oyarzun, 2011).

Por lo anterior, es relevante definir los modelos hidrogeológicos conceptuales de cada área de estudio en donde se pretenda llevar a cabo una obra o actividad minera, o cualquier proyecto que tenga relación directa con el subsuelo.

Localización del área de estudio

El área de estudio se ubica en la porción centro poniente del Estado de Guanajuato, entre los paralelos 20°42´ y 20° 59´ de Latitud Norte y los meridianos 101° 28´ y 101° 49´ de Longitud Oeste. Incluye a los municipios de Silao y Romita, y parcialmente a los municipios de San Francisco de Rincón y León de los Aldama. Abarca una superficie de aproximadamente 1,156 km^2, (Figura 1).

El área de estudio está limitada por la Sierra de Guanajuato al noreste y este, por las Sierras de Pénjamo y El Veinte al suroeste y sur, incluidos pequeños lomeríos hacia el noroeste. En general, el drenaje superficial drena de norte a sur a través de dos corrientes principales, el Río Silao y el Río Guanajuato, los cuales confluyen en la parte sur del área de estudio.

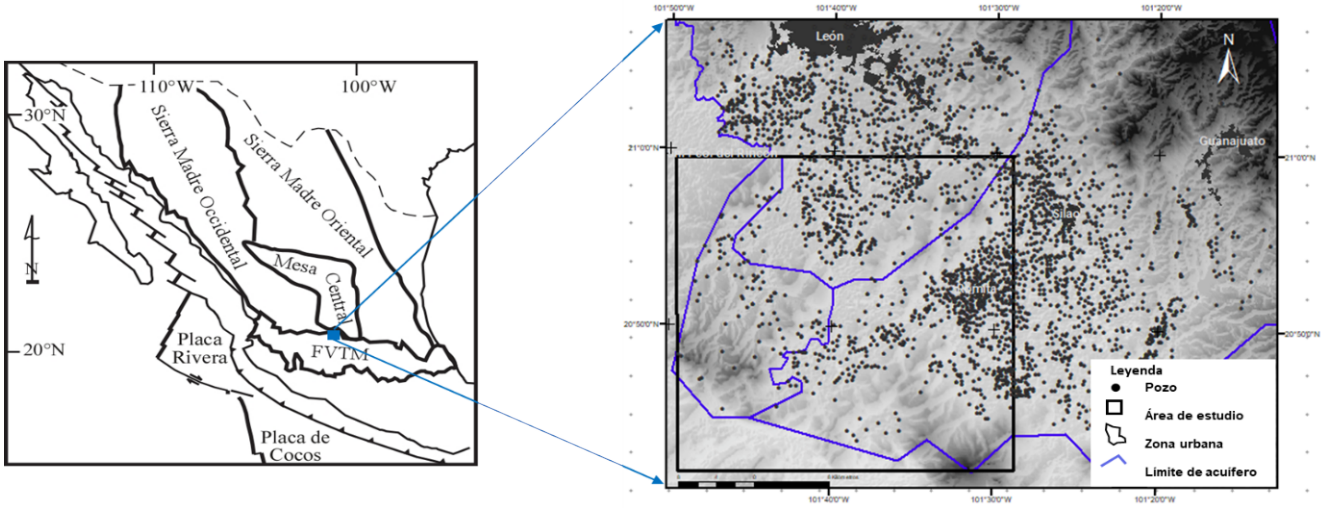


Figura 1. Localización del área de estudio: En color azul se observan los límites de los acuíferos Silao-Romita, Valle de León y La Muralla, Gto. A la izquierda las Provincias Fisiográficas (Del Río P., 2020).

Administrativamente los acuíferos pertenecen al Organismo de Cuenca Lerma-Santiago-Pacífico, sujeto a disposiciones de decretos de veda. De acuerdo a la CONAGUA, gran parte de estos acuíferos está regida por el Decreto que establece veda por tiempo indefinido para la construcción o ampliación de obras de alumbramiento de aguas del subsuelo, en las zonas de Silao, Irapuato y Salamanca, Gto., publicado el 05 de julio de 1957. Se trata de una veda, en donde se permiten extracciones limitadas para usos domésticos, industriales y riego, entre otros. Estos acuíferos, pertenecen al Consejo de Cuenca Lerma-Chapala, el cual fue instalado el 28 de enero de 1993 y tiene constituido el Comité Técnico de Aguas Subterráneas (COTAS) Silao-Romita, instalado el 01 de octubre de 1998 .

Estudios previos

En el estudio de Ibarra-Olivares,2004, a través de la interpretación geológica e hidrogeológica, perfiles litológicos y geofísica, se generaron algunos modelos conceptuales de funcionamiento hidrogeológico del sistema acuífero, infiriendo la

posible comunicación o interrelación que existe entre dos acuíferos, uno semiconfinado en un medio granular, y otro profundo en un medio fracturado, permitiendo una comunicación o conexión hidráulica entre ambos acuíferos a través de los materiales granulares permeables.

En el estudio "Definición de zonas de recarga y descarga de agua subterránea a partir de indicadores superficiales: Centro-Sur de la Mesa Central, México", mencionan, que el objetivo de su estudio fue aplicar la teoría de los sistemas de flujo, correlacionando indicadores superficiales como; litología, suelo, elevación del terreno, vegetación, presencia de manantiales y lagos, para definir zonas de recarga/descarga de agua subterránea en el área en estudio. A nivel regional en el acuífero de la independencia, se estudia el origen e hidrogeoquímica del arsénico inorgánico y el flúor que pueden estar asociados a altas concentraciones de HCO3 y Na+, producto de la disolución de feldespato sódico, principalmente, y de otros minerales constituyentes de las riolitas e ignimbritas que conforman acuíferos fracturados, con largos periodos de residencia del agua subterránea hasta de 35,000 años (Ortega-Guerrero, 2009). El estudio "Evidencias hidrogeoquímicas de mezcla de flujos regionales en el acuífero de La Muralla, Guanajuato", se muestra la actualización y modificación del modelo conceptual sobre el funcionamiento hidrodinámico que fue presentado por la Comisión Estatal de Agua de Guanajuato en 1999, (Ramos Leal et al.,2007). Mediante el análisis de este modelo conceptual, fue posible establecer las características medulares del flujo regional del área de estudio, donde de acuerdo con una de sus hipótesis, explica el comportamiento termal y piezométrico, mencionando la existencia de dos mezclas binarias del agua subterránea. Como resultado se tiene un flujo ascendente de calidad química bastante homogénea, que representa a la recarga profunda del acuífero de La Muralla. En este acuífero ocurre la segunda mezcla de agua proveniente de la recarga local, teniéndose finalmente una dilución en las concentraciones hidrogeoquímicas de la mezcla profunda . Lo anterior evidencia la interrelación entre acuíferos profundos y acuíferos intermedios o someros, independientemente de sus características geológicas, hidrogeológicas o hidrogeoquímicas. Finalmente, en el año 2001, la CEAG elaboró el; "Estudio isotópico para la caracterización del agua subterránea en la zona de La Muralla, Gto.", en donde uno de los objetivos principales fue, la determinación de la posible conexión hidráulica entre subcuencas hidrológicas y el origen de la recarga, concluyendo que, de acuerdo al modelo de flujo, se infiere que la mayor zona de recarga es la Sierra de Guanajuato, y que parte importante del flujo se genera a través de la estructura geológica de Santa Ana del Conde, como lo indican los resultados de análisis isotópicos de Oxígeno-18 y Deuterio. Es importante mencionar, que la CEAG ha estado monitoreando periódicamente los niveles del agua subterránea y la calidad del agua en sus acuíferos, mediante redes de monitoreo piezométrico y de calidad del agua, información que fue consultada para la elaboración de la presente investigación.

Metodología

ANÁLISIS BIBLIOMÉTRICO

Para el desarrollo del presente trabajo, se llevó a cabo una recopilación, selección y análisis de resultados de investigaciones previas respecto al tema. Se realizó un análisis bibliométrico, en donde se consultó una base de datos denominada Scopus de la editorial Elsevier, con artículos científicos sobre el tema de los modelos hidrogeológicos conceptuales desde la década de los 70´s. Para este ejercicio se utilizó el software VOSviewer, herramienta para construir y visualizar redes bibliométricas, que se construyen sobre la base de una relación de citas, acoplamiento bibliográfico y coautoría de investigaciones científicas.

Análisis de redes de monitoreo piezométrico

Cada uno de los acuíferos estudiados está conformado por una red e historial piezométrico con antiguedad mayor a dos décadas. Esta información se revisó y analizó para cada uno de los pozos que conforman las redes de monitoreo piezométrico en la zona de estudio, tanto del periodo de lluvias como de estiaje. Las redes piezométricas fueron analizadas considerando la ubicación y construcción de los pozos, observando la evolución de los niveles del agua subterránea a través del tiempo.

Muestreo de la calidad del agua

Se revisó, analizó y seleccionó información de las redes existentes de calidad del agua de los acuíferos Silao-Romita, La Muralla y Valle de León, siendo 64 aprovechamientos que conforman las redes de monitoreo de los tres acuíferos. En general se revisaron con mayor detalle, las bases de datos de las redes de calidad del agua de tres años consecutivos previos (2018, 2019 y 2020) de periodos de estiaje y lluvia, proporcionados por la Comisión Estatal del Agua de Guanajuato (CEAG). También se realizó el análisis, considerando la temperatura y su posible relación con las altas concentraciones de estos metales pesados y, se investigó si la geología estructural, es decir, la influencia de las fallas y fracturas, tiene una relación directa en las altas concentraciones de arsénico. Considerando los objetivos de esta investigación, se definieron estratégicamente sitios para muestreo, que se observan en color azul en la Figura 2.

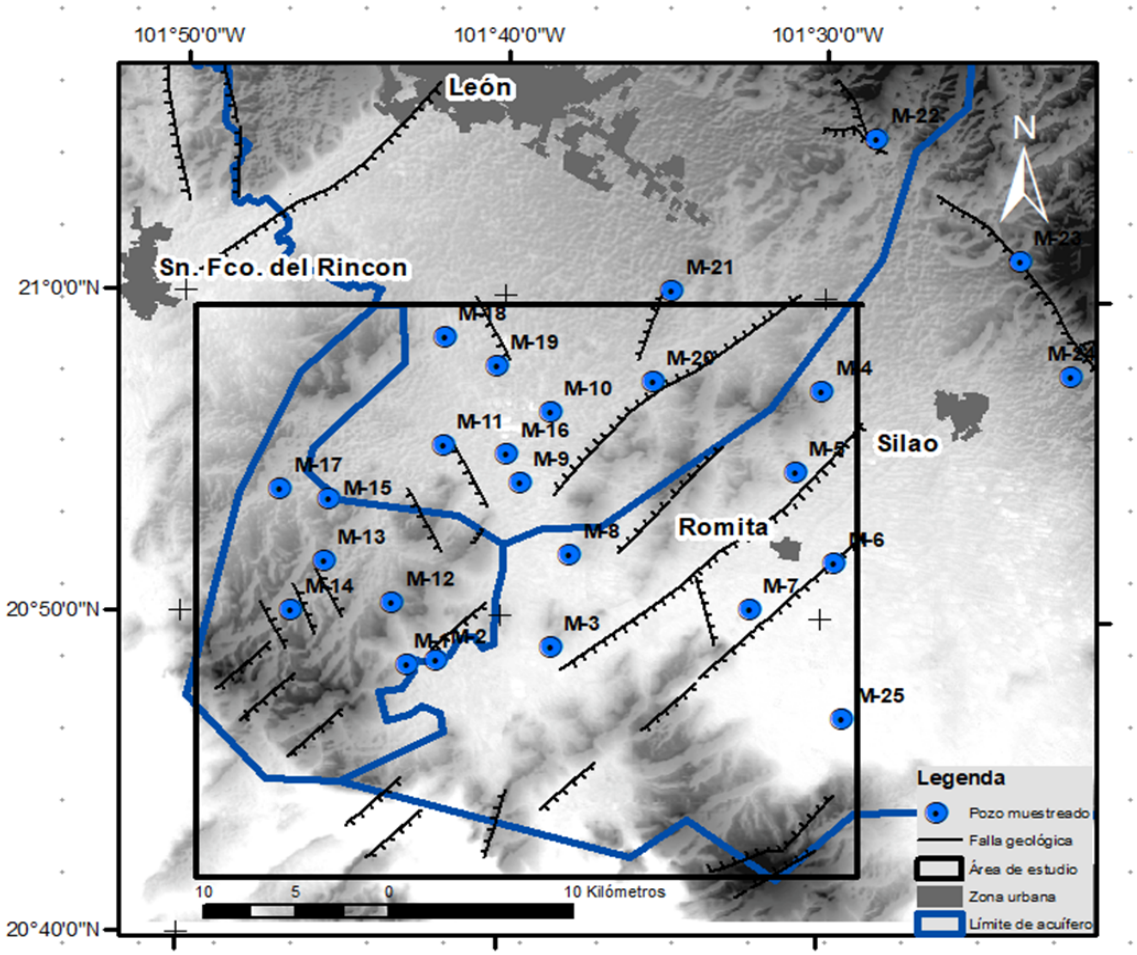
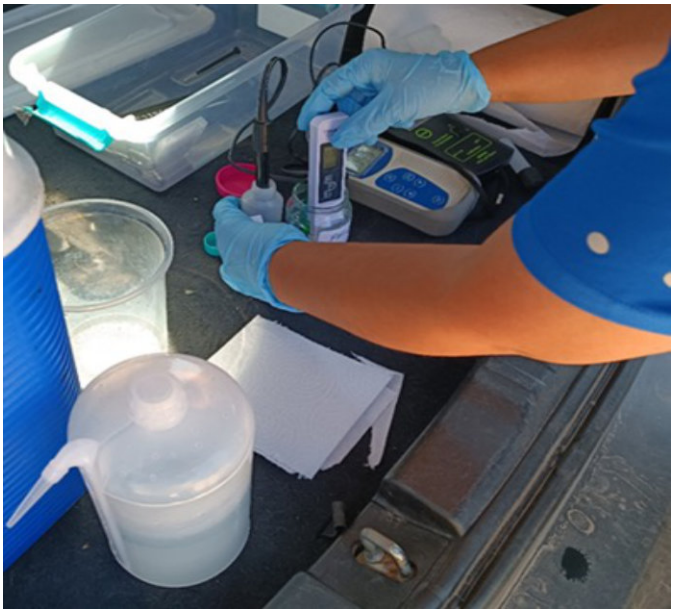


Figura 2.- Localización de sitios de muestreo (pozos) para análisis de calidad del agua , tomando como base las redes de calidad del agua CEAG ,2020 y el análisis de las estructuras geológicas, así como el modelo digital de elevación del Instituto Nacional de Estadística y Geografía (INEGI,2013).

Para la colecta de muestras, se utilizó el Protocolo de Muestreo de Agua Superficial y Subterránea para el Análisis de Metales Pesados, Iones Mayores e Isótopos EIA-D001 del Servicio Geológico Mexicano, calibrando y verificando previamente los equipos tales como; conductímetro y peachímetro, entre otros (Fotografías 1 y 2).

Fotografía 1.- Calibración y verificación del conductímetro y peachímetro.



Fotografía 2.- Verificación de temperatura.

Análisis Químicos y Equipo Utilizado

Los análisis químicos fueron realizados en uno de los Centros Experimentales del Servicio Geológico Mexicano, localizado en la ciudad de Oaxaca, Oax. La técnica para los análisis de metales pesados se realiza mediante la dilución con ácido nítrico (HNO3) en un sistema cerrado, grado ultrapuro a una temperatura de 170°C, utilizando un equipo de Espectrometría de Masa con Plasma Acoplado Inductivamente (ICP-MS), que es una técnica de análisis de varios elementos, en donde se determinan y cuantifican varios de estos de la tabla periódica a nivel traza. Finalmente, se determinan los aniones en agua por cromatografía iónica (ASTM D4327-17). La cromatografía iónica permite la determinación tanto cualitativa como cuantitativa de siete aniones comunes, F−, Cl−, NO2−, HPO4−2, Br −, NO3− y SO4−2, en el rango de miligramos por litro de una sola operación analítica, que requiere solo unos pocos mililitros de muestra. Las muestras de agua para análisis isotópicos de Oxpigeno-18 y Deuterio, fueron enviadas al Laboratorio de Isótopos Estables del Departamento de Ciencias Ambientales y del Suelo del Laboratorio Nacional de Geoquímica y Mineralogía del Instituto de Geología de la UNAM.

Resultados

Se elaboró el modelo hidrogeológico conceptual del área de estudio, basado en información geológica, como la litología y las estructuras presentes, conjuntamente con información hidrogeológica, obtenida de niveles piezométricos de pozos medidos en campo, pruebas de bombeo, entre otros datos, elaborando a partir de configuraciones, mapas que determinaron las direcciones de flujo subterráneo. El MHC confirmó la conexión hidráulica entre acuíferos. El objetivo relevante fue, integrar un modelo conceptual, para simplificar el problema a analizar, que para este trabajo fue; la relación o conexión hidráulica entre acuíferos, especialmente el acuífero granular (Silao-Romita) con el acuífero fracturado (La Muralla). El MHC, permitió visualizar y comprender de forma sencilla, cómo operan los sistemas y procesos en el área de estudio, que como se puede apreciar en la Figura 3, existe una comunicación hidráulica entre acuíferos, lo cual genera mezcla

de flujos locales con flujos intermedios y regionales. También se elaboró un modelo hidrogeoquímico, a fin de determinar el porcentaje de mezcla ternaria de los tres diferentes flujos de agua, determinando que el mayor porcentaje corresponde a flujos intermedios (64%), seguido de los flujos locales (35%) y en menor proporción, pero no menos importante el flujo regional (1%). Este modelo hidrogeoquímico corrobora, y sustenta el MHC elaborado, evidenciando una conexión hidráulica entre acuíferos, principalmente en zonas de fracturamiento y fallamiento. Este modelo hidrogeológico conceptual será la base para elaborar posteriormente un modelo numérico, que sirva de apoyo para la toma de decisiones de las autoridades de los tres niveles de gobierno.

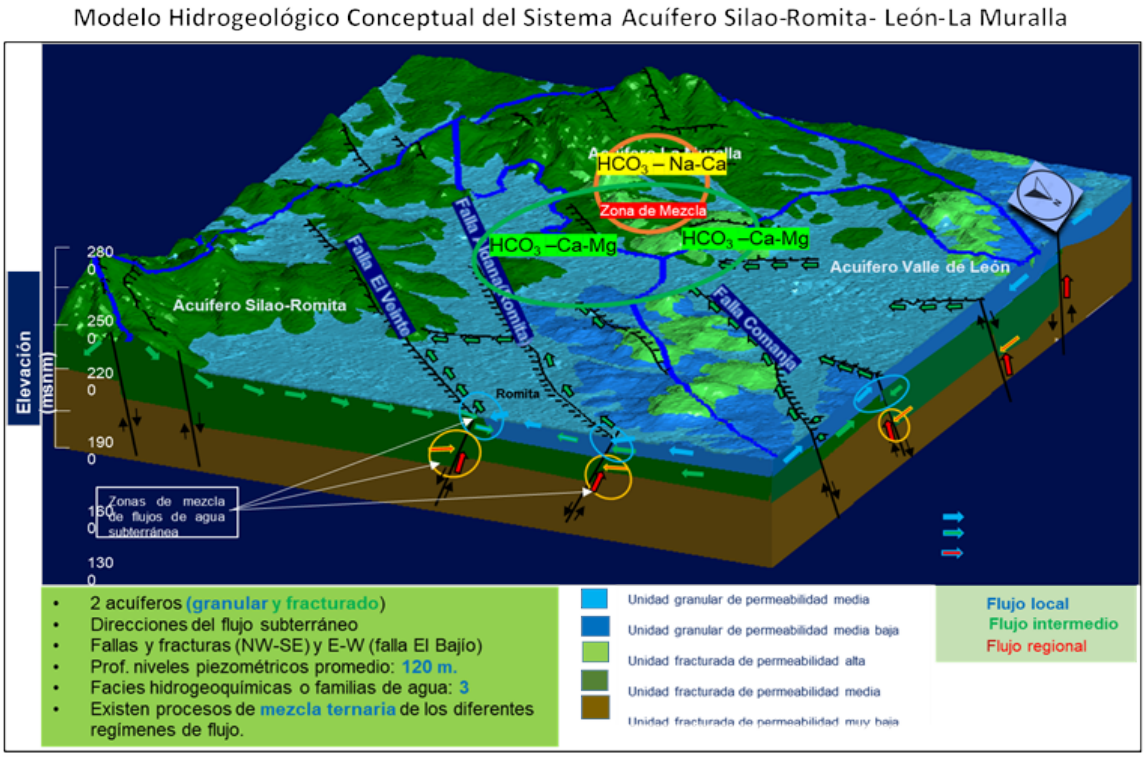


Figura 3.- *Modelo Hidrogeológico Conceptual, que ilustra la conexión hidráulica entre el acuífero granular (color azul) y el acuífero fracturado (color verde). Observar la mezcla de flujos locales con intermedios (círculos en color azul), e intermedios con regionales (círculos en color naranja), a través de las estructuras geológicas (fallas y fracturas). Basamento hidrogeológico (color café).*

Conclusiones

Se analizaron las características geológico-estructurales, y se determinó que existe comunicación hidráulica entre los acuíferos granulares y el acuífero fracturado, evidenciado por las mezclas de flujos locales, intermedios y regionales del agua subterránea. Uno de los principales parámetros hidrogeológicos que controlan el flujo subterráneo es la conductividad hidráulica, la cual es baja a muy baja en zonas de valle, donde se presentan importantes horizontes arcillosos intercalados con material volcánico. Se identificaron tres familias de agua, y la mezcla de aguas de los diferentes flujos. La caracterización y procesos hidrogeoquímicos indican conexión hidráulica a través de fallas geológicas regionales. Los procesos de mezcla se relacionan con flujos locales intermedios y regionales: el flujo local aporta el 35%, el intermedio el 64% y el regional el 1%. Los flujos intermedio y local aportan la mayor cantidad de agua al sistema acuífero, mientras que el flujo regional solo está presente en zonas de falla, ubicadas en zonas aledañas a la Sierra de Guanajuato, cuya característica principal es el alto termalismo, que se infiere, proviene de flujos ascendentes profundos. Las principales zonas de recarga son la Sierra de Guanajuato y La Muralla, donde se generan flujos intermedios y locales. Los resultados isotópicos indican, que parte del volumen de agua subterránea ha sido expuesto a procesos de evaporación, debido a la presencia de cuerpos de agua superficial y retornos de riego.

Bibliografía

Burgos Pérez, E. (2004). Plan Maestro Integral de la Microcuenca del Río Nimboyores y su Área de Influencia Guanacaste, Costa Rica. In Centro Agronómico Tropical de Investigación y Enseñanza.

Comisión Estatal del Agua de Guanajuato. (2001). Estudio isotópico para la caracterización del agua subterránea en la zona de La Muralla, Gto. Comisión Estatal del Agua de Guanajuato.

Comisión Nacional del Agua. (2020). Actualización de la Disponibilidad Media Anual de Agua En el Acuífero Silao-Romita (1110), Estado de Guanajuato. Comisión Nacional del Agua (pp. 1–45).

Enemark, T., Peelers, L. J. M., Mallants, D., & Batelaan, O. (2019). Hydrogeological conceptual model building and testing: A review. Journal of Hydrology, 569, 310–329. https://doi.org/10.1016/j.jhydrol.2018.12.007.

García M., & Arellano F. (2012). Modelo Hidrogeológico Conceptual del Acuífero Nimboyores Guanacaste, Costa Rica. Hydrogeological Conceptual Model Nimboyores Aquifer Guanacaste, Costa Rica. Revista Geológica de América Central, 47, 143–161.

Gastmans, D., Veroslavsky, G., Kiang Chang, H., Caetano-Chang, M. R., & Nogueira Pressinotti, M. M. (2012). Modelo hidrogeológico conceptual del Sistema Acuífero Guaraní (SAG): una herramienta para la gestión. Boletín Geológico y Minero, 123(3), 249–265.

González-Ramón, A., Rodríguez-Arévalo, J., Martos-Rosillo, S., & Gollonet, J. (2013). Hydrogeological research on intensively exploited deep aquifers in the "Loma de Úbeda" area (Jaén, southern Spain). Hydrogeology Journal, 21(4), 887–903. https://doi.org/10.1007/s10040-013-0957-4.

Haile, T., & Abiye, T. A. (2012). The interference of a deep thermal system with a shallow aquifer: The case of Sodere and Gergedi thermal springs, Main Ethiopian Rift, Ethiopia. Hydrogeology Journal, 20(3), 561–574. https://doi.org/10.1007/s10040-012-0832-8

Ibarra-Olivares, G. (2004). Un Modelo Hidrogeológico del Subsistema Acuífero de Silao-Romita, Estado de Guanajuato. Universidad de Guanajuato.

Lu, H. Y., Liu, T. K., Chen, W. F., Peng, T. R., Wang, C. H., Tsai, M. H., & Liou, T. S. (2008). Use of geochemical modeling to evaluate the hydraulic connection of aquifers: S case study from Chianan Plain, Taiwan. Hydrogeology Journal, 16(1), 139–154. https://doi.org/10.1007/s10040-007-0209-6.

Martínez Parra M. (2009). La profesión de geólogo. Ilustre Colegio Oficial de geólogos.

Martínez Murillo P. et al., (2007). Estudio Hidrogeológico en Calpulálpam de Méndez, Ixtlán, Estado de Oaxaca.

Mejías J., Hervé, J. N., Luis, M. M., & Miguel, L. S. (2011). Modelo hidrogeológico conceptual para la evaluación del acuífero de la planicie aluvial del río Motatán (Venezuela) A conceptual hydrogeological model for the assessment of groundwater resources in the river motatán floodplain (Venezuela). Revista Geográfica Venezolana, 52(1), 31–44.

Ortega-Guerrero, M. A. (2009). Presencia, distribución, hidrogeoquímica y origen de arsénico, fluoruro y otros elementos traza disueltos en agua subterránea, a escala de cuenca hidrológica tributaria de Lerma-Chapala, México. Revista Mexicana de Ciencias Geológicas, 26, 143–161.

Oyarzun, J., & Oyarzun, R. (2011). Minería Sostenible: Principios y Prácticas Incluye un Capítulo Dedicado a los Recursos Energéticos.

Peñuela-Arévalo, L. A., & Carrillo Rivera J. Joel. (2013). Definición de zonas de recarga y descarga de agua subterránea a partir de indicadores superficiales: centro-sur de la Mesa Central, México. Investigaciones Geográficas Boletín Del Instituto de Geografía UNAM, 18–32.

Perdomo Melo, V. M. y R. L. C. A. (2017). (2017). Modelo Hidrogeológico Conceptual a partir de Información Secundaria en los Alrededores del Centro Urbano del Municipio de Chiquinquirá.

Ramos-Leal, J. A., Durazo, J., González-Morán, T., Juárez-Sánchez, F., Cortés-Silva, A., & Johannesson, K. H. (2007). Evidencias hidrogeoguímicas de mezcla de flujos regionales en el acuífero de La Muralla, Guanajuato. Revista Mexicana de Ciencias Geológicas, 24(3), 293–305.

Robertson, A. J., Matherne, A., Pepin, J. D., Ritchie, A. B., Sweetkind, D. S., Teeple, A. P., Granados-Olivas, A., Cristina, A., Carroll, K. C., Fuchs, E. H., & Galanter, A. E. (2022). Mesilla/Conejos-Médanos Basin: U.S.-México Transboundary Water Resources.

Summa G. (2011). Comment on "Groundwater recharge areas of a volcanic aquifer system inferred from hydraulic, hydrogeochemical and stable isotope data: Mount Vulture, southern Italy." Hydrology Journal, 19(4), 953–955.

Thalmeier, M. B., Rodríguez, L., Heredia, J., & Veizaga, E. (2022). Hydrogeological and hydrochemical framework of the distal section of the Salado-Juramento fluvial megafan (Bajos Submeridionales) in South América. The Science of the Total Environment, 824, 153543. https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2022.153543.

Valencia, J. (2014). Importancia de las Aguas Subterráneas. Apus Del Agua: Sistema de Actualización Profesional Permanente En Gestión de Recursos Hídricos y Cambio Climático. "Microrregión Sur" (SAPP-GIRH/CC). https://apusdelagua.blogspot.com/2014/11/importancia-de-las-aguas-subterraneas.html

Winkler, G., Reichl, P., & Strobl, E. (2003). Hydrogeological conceptual model-fracture network analyses to determine hydrogeological homogeneous units in hard rocks. RMZ-Materials and Geoenviroment, 50.

Primeras evidencias de posible mineralización potencialmente económica asociada al Protogolfo de California, en Sonora.

Erik Javier Rios Laguna

Servicio Geológico Mexicano, Gerencia de Yacimientos Minerales, Gerencia Regional Noroeste.
erikrios@sgm.gob.mx

Resumen

El presente trabajo documenta posiblemente por primera vez una mineralización de tipo epitermal asociada a la evolución tectónica del Protogolfo de California en el estado de Sonora, México. El área de estudio se localiza al noroeste de la ciudad de Hermosillo, donde afloran cuerpos intrusivos granodioríticos del Cretácico, unidades volcánicas del Mioceno y estructuras relacionadas con deformación extensional y cizalla lateral dextral.

A través de cartografía geológica, análisis estructurales y geoquímica, se identificaron diversas zonas de interés, destacando El Gavilán, El Puerto, La Ventana y El Garambullo. En estas zonas se observan manifestaciones mineralizadas con vetas y vetillas de cuarzo, calcita, hematita y sulfuros oxidados, así como brechas hidrotermales de tipo freato-magmático, dilational breccia (Corbett, 2017) y estructuras cockade (Jébrak, 1997), interpretadas como evidencias de procesos de ebullición hidrotermal en sistemas epitermales de baja sulfuración.

La datación radiométrica de unidades riolíticas y diques asociados (11.8 y 9.69 Ma; García-Martínez, 2017) permite correlacionar estos eventos con la fase extensiva del Protogolfo, y con modelos estructurales de tipo Riedel (Stock & Hodges, 1989; Darín et al., 2016), los cuales explican la generación de planos de falla y estructuras favorables para el emplazamiento de fluidos mineralizantes.

Se observaron además texturas indicativas de sobresaturación de CO_2 como calcita laminar, boxworks y minerales secundarios como yeso, pirolusita, jarosita y óxidos de manganeso. Las asociaciones minerales, las texturas y las anomalías geoquímicas preliminares (Ag, Pb, Zn, Au, Mo, Cd, Ba) sugieren condiciones favorables para una mineralización potencialmente económica.

Este trabajo (aun en desarrollo) propone así una relación directa entre la evolución tectónica del Protogolfo de California y la formación de cuerpos mineralizados en Sonora, aportando una nueva localidad con manifestaciones minerales definidas en un contexto trastensional aislado.

Introducción

El área de estudio se localiza en el municipio de Hermosillo, Estado de Sonora. Aproximadamente a 80 km al noroeste de la ciudad de Hermosillo.

Los trabajos en el área comienzan en 1998, cuando el SGM publica la carta Geológico- minera Hermosillo H12-8 escala 1:250,000. En 2014, García-Martinez et al. Realizan la descripción de la deformación de cizalla lateral dextral a gran escala en la costa de Sonora. Posteriormente, en 2017, García- Martinez desarrolla trabajos de tesis doctoral en la zona, donde describe el origen y la deformación de los intrusivos ubicados en la estructura semicircular Rancho Nuevo, donde realiza importantes aportaciones de dataciones radiométricas, caracterización petrológica y análisis estructural.

En el año 2023 el Servicio Geológico Mexicano realiza la carta Geológico-Minera El Gavilán H12-C37, escala 1:50,000. Se cartografiaron 10 unidades litoestratigráficas conformadas por rocas plutónicas, volcánicas, vulcanosedimentarias y sedimentarias que varían en edad del Cretácico superior al Holoceno. En este trabajo se define el Área Mineralizada El Gavilán donde se identifican 9 manifestaciones minerales y 1 prospecto, los cuales consisten en alteraciones hidrotermales, tales como silicificación, oxidación, argilización y sericitización, con desarrollo de stockworks de vetillas de cuarzo, yeso y calcita (Figura 1).

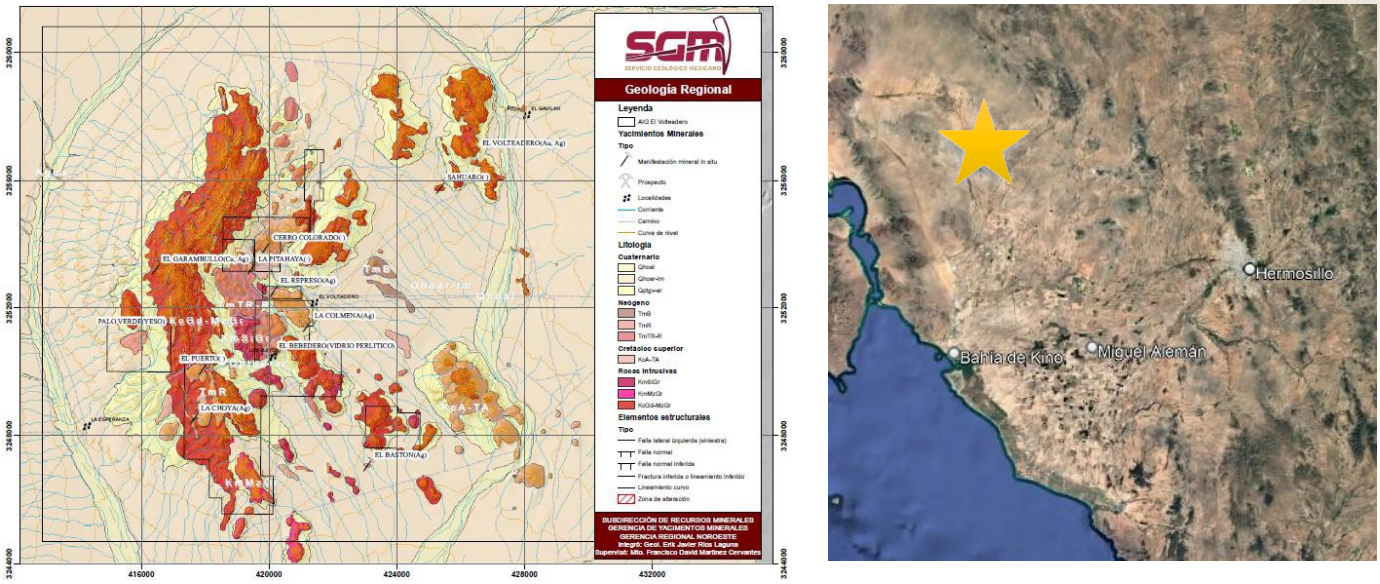


Figura 1. Geología y ubicación regional del AIG El Volteadero.

En 2024 se propone el Área de Interés Geológico (AIG) El Volteadero, y en mayo del 2025 se inician trabajos de exploración a cargo de la Gerencia de Yacimientos Minerales del SGM, con el objetivo de identificar zonas prospectivas y con potencial geológico- minero.

Metodología

Los trabajos en el AIG se inician con la recopilación, integración e interpretación de información geológica, geoquímica, geofísica, geomática y topográfica, propia del SGM y de fuentes públicas externas.

- Unidades geológicas y elementos estructurales de la carta Hermosillo H12-8 (SGM, 1998).
- Unidades geológicas, elementos estructurales, geoquímica de sedimentos de arroyo activos y geoquímica de análisis químico de 32 elementos + Au de la carta El Gavilán. (2017).
- Carta magnética de campo total, Carta magnética de campo total reducida al polo y Carta magnética de la primera derivada de campo total reducida al polo (SGM, 2001ª, 2001b y 2001c)
- Imágenes satelitales de alta resolución, ratios de óxidos y arcillas.
- Topografía (INEGI).

Trabajo de campo:

El trabajo de campo consistió (en curso) en el mapeo regional de la zona a escala 1:10,000, así como de el levantamiento a escala 1:1000 de estructuras mineralizadas a brújula y cinta. Se colectaron muestras de canal y esquirla en vetas y sistemas de vetillas en las zonas de interés El Gavilán, La Ventana y El Puerto.

Resultados

En la porción noreste del área de estudio (El Gavilán) afloran 2 unidades intrusivas, la primera se constituye como una granodiorita (KcGd-MzGr) con cuerpos subordinados de monzogranito, con abundantes xenolitos de composición diorítica, esta unidad se encuentra intrusionada por un par de diques sienograníticos (KmSiGr) de textura fanerítica a porfídica cuya dirección es casi N-S y se infieren verticales (Figura 2A). Ambas con datación radiométrica y clasificadas petrológicamente por conteo de puntos por García-Martinez (2017); 71.1 ± 1.1 Ma y 67.9 ± 1.0 Ma respectivamente.

En esta zona se localizan 3 áreas de interés; el prospecto el Volteadero, donde se presenta una estructura vetiforme de cuarzo (N85°E/50-70°NW, 0.5 m de espesor) con texturas crustiforme (cuarzo-hematita-sideri-

ta), comb y drusas con cristales prismáticos euhedrales, hacia los bordes se presenta clorita y residuos de hematita especular, muy localmente se identificó Barita al alto de la estructura en el contacto con el intrusivo granodiorítico (Figura 2F).

Se localizó una obra minera consistente en 2 pequeñas obras labradas de 4 metros de profundidad en el primer nivel y de 2 m de profundidad en el segundo nivel (aproximadamente 10 m arriba del primer nivel), la obra sique el corrimiento de una serie de vetillas de cuarzo-hematita-especularita encajonadas en el intrusivo granodiorítico siguiendo un plano de falla normal con rumbo N80°E y echado 76° al NW, con un corrimiento de 60 m en superficie. Se le ha nombrado obra minera "La Soledad" (Figura 2I)

Cabe destacar que al norte y sur del prospecto El Volteadero, se han identificado una serie de vetas y vetillas paralelas (rumbos promedios de N80°E), las cuales rondan los 10-20 cm, y exhiben la misma naturaleza epitermal (Figuras 2B, 2C, 2D, 2E y 2G).

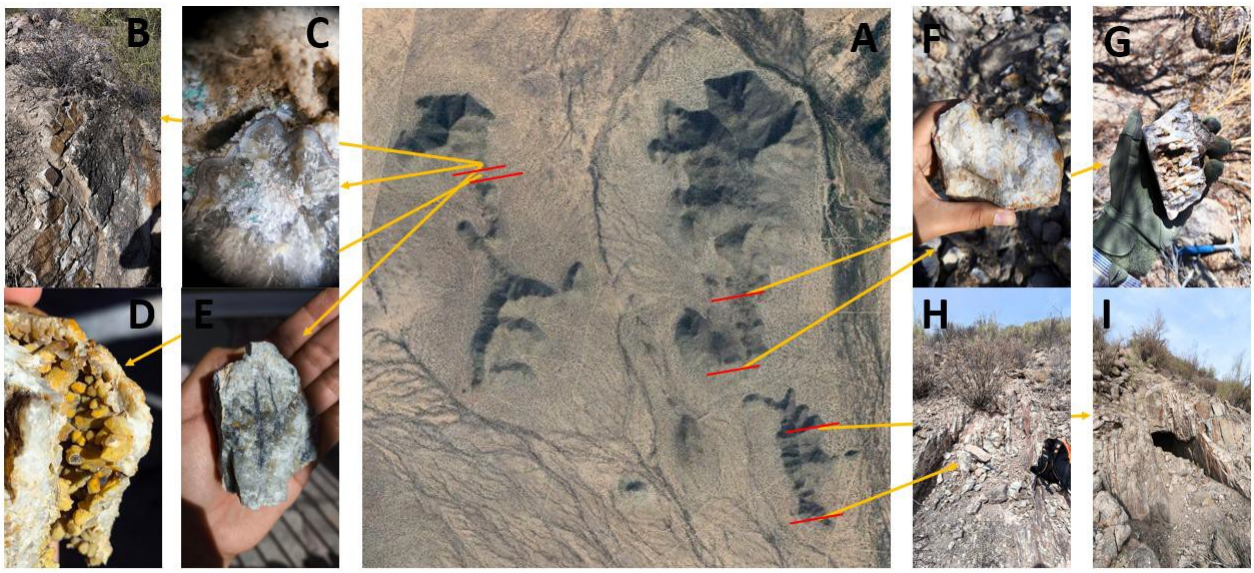


Figura 2. Zona El Gavilán

A) Área El Gavilán, líneas rojas indican el rumbo de las vetas, se colocan con exageración dimensional para que puedan visualizarse, B) Veta de cuarzo con hematita encajonada en falla lateral, C) Detalle de veta de cuarzo cristalino con textura coloforme y crustiforme, presenta carbonatos de cobre, D) Fragmento de veta de cuarzo crustiforme con núcleo de calcita en habito laminar, E) Fragmento de veta de cuarzo cristalino con líneas de sulfosales de plata y posible molibdenita, F) Fragmento de veta del prospecto El Volteadero, presenta textura crustiforme y halos de zonación primaria, G) Fragmento de veta, exhibe la misma textura y composición que la veta El Volteadero, H) Pequeña cata con una veta de cuarzo cristalino emplazada en falla normal con orientación casi E-W, presenta posible acantita y vacuolas de disolución de hematita, limonita y jarosita, además de moderados carbonatos de calcio, I) Obra minera abandonada La Soledad.

Hacia la zona centro-norte del área, afloran 2 grandes macizos de la unidad granodiorita, donde se presentan zonas de stockwork de cuarzo-calcita-hematita los cuales ocasionan halos de oxidación y cloritización penetrativa en la roca formando bandas de colores verde, marrón y morado.

Al oeste de los intrusivos se localiza una franja con dirección al norte de afloramientos dispersos de rocas volcánicas; riolita, toba, andesita e ignimbrita. El Cerro Colorado es el más prominente de la zona, destaca por su morfología tipo "domo" y su color rojizo óxido, este cerro se compone esencialmente de riolita (TmR) de textura masiva a eutaxítica observándose flujo subvertical.

En esta unidad se incluyen un sistema de diques paralelos encajonados en la granodiori-

ta del Cretácico en la porción oeste del área. Estos diques poseen una datación radiométrica realizada por García-Martinez (2017) revelando una edad de 11.8 Ma, asignándose al Mioceno.

En contacto con el Cerro Colorado al NE, se presenta un paquete de andesita (KcA-TA) masiva a porfídica con pseudoestratificación difusa, esta unidad se encuentra afectada por un enjambre de diques pegmatiticos, riolíticos y basálticos con orientación preferencial al NE y N. Se presume que esta unidad andesítica es correlacionable en edad con la Formación Tarahumara (SGM, 2023)

Al norte del Cerro Colorado, afloran de manera dispersa paquetes de toba riolítica cuya e ignimbrita (TmTr-R) en cuya base se encuentra un vitrofido perlítico (9.69±0.34Ma, García-Martinez, 2017) al cual le sobreyace un paquete de ignimbrita bien soldada con textura eutaxítica y abundantes litofisas y esferulitas, a la cima se observa riolita masiva con flujo difuso y efímeras esferulitas. Por su configuración litoestratigráfica esta unidad puede ser correlacionable con la denominada Ignimbrita de Hermosillo (Vidal-Solano, 2005), ya que concuerda en composición y edad. Los cerros que continúan al norte son de la misma naturaleza riolítica y tobácea.

Justo en el límite de esta franja volcánica, casi en el contacto con el intrusivo granodiorítico deformado del oeste (KcGd-MzGr), se localizó un cuerpo vetiforme con brechamiento caótico (Figura 3B), identificado con el nombre Carlos I, con rumbo prácticamente N-S y un echado promedio de 60° al este. Se trata de una veta con evidencias típicas de la zona de ebullición de los sistemas epitermales de baja sulfuración. se constituye como un cuerpo tabular con disposición casi vertical, con una longitud aproximada de 700 metros. Su espesor varía de 2 a 6 metros, y está conformado por una brecha freato-magmatica y componentes de colapso tipo dilational breccia (Corbett, 2017) de carácter polimíctico y disposición caótica, que evidencia distintos tipos de brechamiento, desde micro fracturación tipo crackle, pasando por ensamblajes tipo jigsaw, hasta estructuras cockade bien desarrolladas (Jebrak, 1997)

El material cementante está compuesto predominantemente por cuarzo de textura coloforme, crustiforme y drusada, lo que sugiere múltiples pulsos de actividad hidrotermal y condiciones de enfriamiento fluctuantes durante su formación. Los clastos de riolita (diques riolíticos) presentan una amplia variación en forma y tamaño, desde fragmentos angulosos hasta redondeados, con composiciones principalmente riolíticas y fragmentos de roca previamente silicificada en grado avanzado, así como fragmentos rebrechados de la misma naturaleza.

Se identifican texturas asociadas a condiciones de ebullición, tales como cuarzo y calcita en hábito bladed (Figura 3I), además de carbonatos masivos (calcita y probable dolomita) y cristales de calcita en forma de hojas (platy calcite) y del tipo conocido como "alas de ángel" (angel wings calcite), indicativos de precipitación en ambientes de baja presión y sobresaturación de CO_2. Adicionalmente, se observan estructuras tipo boxwork y óxidos de manganeso tipo patchy en fracturas.

Las evidencias de brechamiento caótico, tectónico e hidrotermal, así como la presencia de carbonatos y texturas crustiforme y coloforme, se pueden identificar al momento hasta la zona central del intrusivo granodiorítico del oeste, cerca de la manifestación mineral El Puerto, donde se identifica un pórfido riolítico con intensa alteración argílica, además de un sistema de stockwork de vetillas de cuarzo-hematita-limonita-jarosita, ocasionalmente se observa calcopirita y pirita oxidada, así como texturas de disolución como vacuolas y remanente estilo cellular sponge boxwork (Taylor, 2011). A la base topográfica de esta zona aflora yeso masivo y acicular.

A escasos metros de la manifestación antes mencionada, aflora una estructura tabular de aproximadamente 8 x 1000 m, la cual consiste en un dique riolítico intensamente brechado con matriz de sílice, calcita y hematita, y un “núcleo” de calcita, siderita y pirolusita (Figura 3H). En esta brecha se observan además sistemas de vetillas a rumbo de la estructura y planos de fracturas con patinas de óxidos de manganeso compuestas de cuarzo y calcita. Se le ha denominado Brecha El Puerto (Figura 3D).

En la continuación de la estructura brechoide antes mencionada, se localiza un pequeño afloramiento constituido por una brecha de expansión (Figura 3F), cuyos clastos corresponden a riolita y fragmentos muy angulosos de cuarzo crustiforme y coloforme, llegando incluso a identificarse amatista (Figura 3G). Esta brecha de naturaleza tipo

"pipe" se encuentra en contacto con otro cuerpo tabular brechado como la observada en la zona El Puerto (Figura 3C).

Finalmente, hacia la zona noroeste se localiza el prospecto El Garambullo, consiste en un dique (N25°E/80°SE) con brechamiento magmático-hidrotermal con alteración propilítica a los bordes en el encajonante granodiorítico, cementada por cuarzo crustiforme y calcedónico, lo clastos son del mismo dique riolítico y se presentan angulosos y poco rotados. Destaca la presencia de crisocola rellenando fracturas, así como masas irregulares de galena-esfalerita parcialmente oxidadas con pirita al centro, además de abundantes óxidos de manganeso de textura patchy.

Siguiendo el lineamiento del prospecto El Garambullo hacia el sur, se presenta una estructura tabular con brechamiento de naturaleza freato-magmatica, con clastos de riolita y matriz de cuarzo, calcita y hematita, al igual que las brechas observadas en el borde este del intrusivo deformado, presenta venillas de calcita-siderita en la parte central, a rumbo de la estructura (Figura 3E).

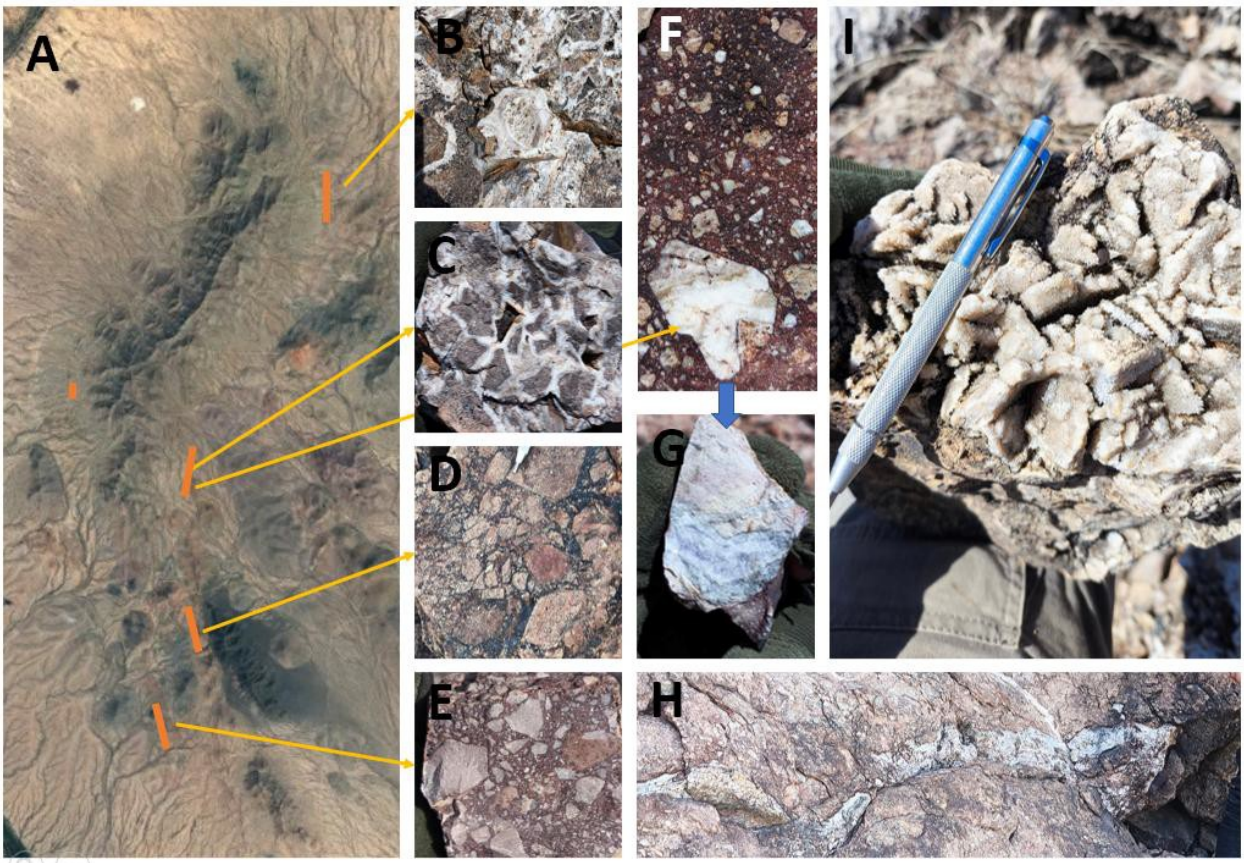


Figura 3. Zona La Ventana (Norte); Zona El Puerto (Sur)

Área La Ventana-El Puerto, intrusivo deformado en forma de "s", líneas naranja indican rumbo de los diques-estructuras brechadas, B) Brechamiento caótico y estructura cockade en veta "Carlos I", C) Brechamiento tipo mosaico con fragmentos subredondeados de riolita, D) Brecha freato-magmática con fragmentos de riolita y matriz silico-carbonatada, E) Brecha hidráulica en punto crítico con matriz silico-carbonatada, F) Brecha de expansión con fragmentos angulosos mal clasificados de riolita silicificada y cuarzo crustiforme y coloforme, G) Detalle de un clasto de la brecha de expansión, presenta textura crustiforme con amatista al centro, H) Vetillas paralelas a rumbo de los diques riolíticos, "núcleo" de calcita-siderita, I) Texturas de ebullición cuarzo bladed y calcita laminar en veta "Carlos I".

Conclusiones

Por las evidencias texturales y mineralógicas se identifica netamente un sistema epitermal de baja sulfuración cuyas principales evidencias de brechamiento hidrotermal, magmático y tectónico se localizan en los bordes del intrusivo granodiorítico deformado del oeste, mientras que las evidencias observadas en la zona noreste (El Gavilán), se propone como una manifestación mas profunda del epitermalismo, encajando más en el sistema de sulfuración intermedia por la presencia del mineral Barita. A la fecha se tienen resultados de química analítica que revelan anomalías de Ag, Pb, Zn, Au y Mo.

La principal evidencia del control de la mineralización, está relacionada a la configuración estructural propuesta y comprobada con análisis estructural y paleomagnetismo realizada por García-Martinez (2017), donde se propone una deformación sigmoidal provocada por un sistema de fallas laterales dextrales asociadas al desarrollo del protogolfo de california, según los modelos de Stock (1989) y Darin et al. (2016).

Asociando este modelo de deformación con el sistema Riedel de fallas y sistemas conjugados, resalta el sistema de apertura por medio de fallamiento normal o neta extensión con orientación NE-SW, así como un sistema de dislocación casi E-W (Figura 4)

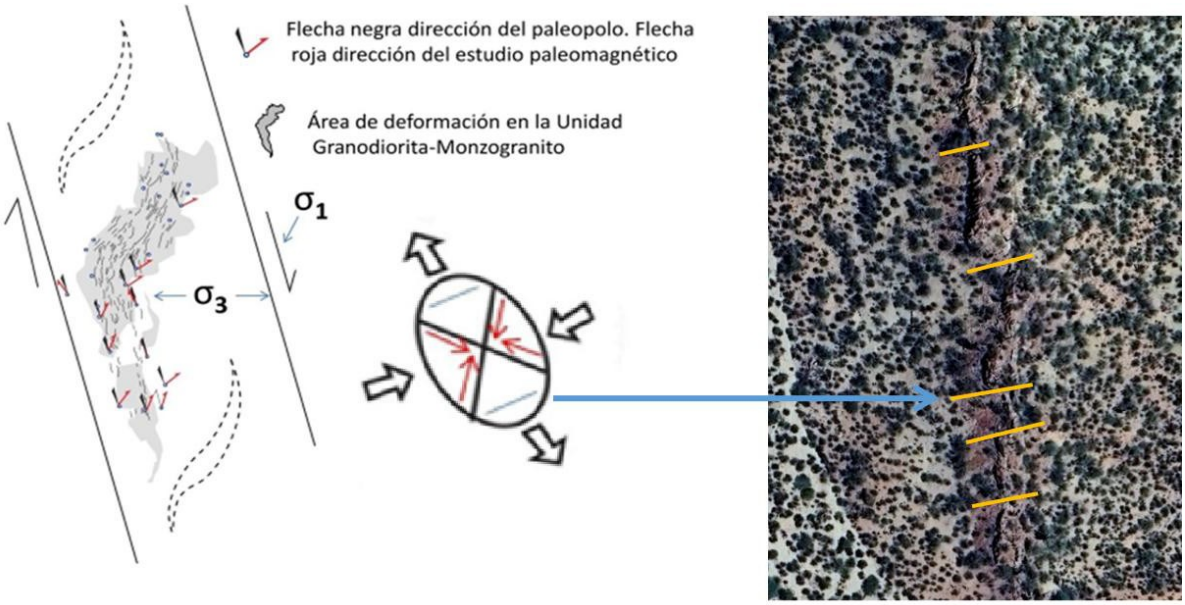


Figura 4. Configuración estructural del intrusivo deformado

Las líneas amarillas indican las evidencias de dislocación en los diques riolíticos.

Se sugiere que la extensión y la deformación provocada por el sistema de fallas laterales pudo haber ocasionado la activación de fallas normales a rumbo de los diques (N-S, con deformación al NE en la zona norte) que generaron zonas de debilidad en los cuerpos tabulares y el posterior brechamiento. Por otra parte, es a la componente conjugada (líneas azules de la Figura 4) del elipsoide de deformación (E-W) al que se asocia la generación de zonas de debilidad por la que se emplazan los fluidos mineralizantes que dieron origen a las vetas auríferas y argentíferas de la zona El Gavilán, con orientación casi E-W, cuyo encajonante no presenta evidencias de deformación a gran escala, así como del brechamiento tectónico y epitermal de baja sulfuración en La Ventana y El Puerto en el intrusivo deformado, tomando como base la descripción y desarrollo estructural de movimientos laterales para la generación de sistemas epitermales de sulfuración intermedia a alta de Rhys et al. (2020), (Figura 5), tomando como canal principal el sistema de fallas primario (N-S).

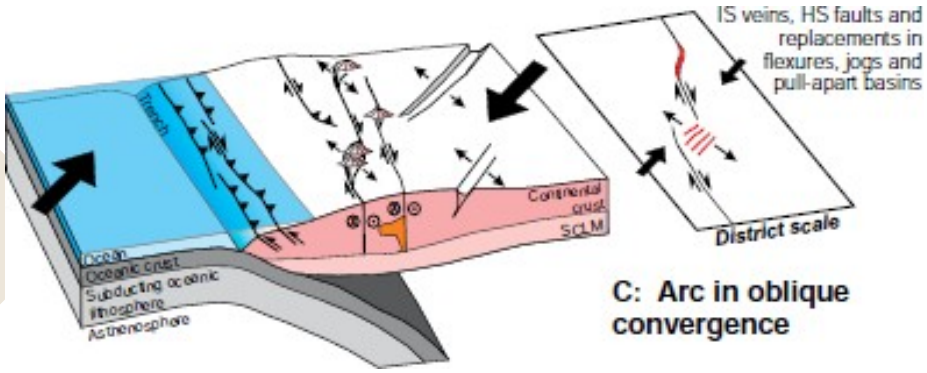


Figura 5. Subducción oblicua con deformación regional transtensional (esquema tomado de Rhys et al. 2020).

Este esquema de subducción oblicua concuerda con el modelo mas reciente del desarrollo extensional del protogolfo de california propuesto por Darín et al. (2017).

La presencia de yeso se infiere que está relacionada a la oxidación de sulfuros por actividad hidrotermal previa y por interacción con agua meteórica, produciendo ácido sulfúrico, propiciando la liberación de iones de sulfato, lo que se traduce como aumento de la fugacidad del azufre, el cual al entrar en contacto con los fluidos ricos en calcio que generaron la Brecha El Puerto, produce sulfato de calcio, es decir Yeso, el cual se emplazó a manera de vetillas en las zonas de debilidad de las unidades de riolita y granodiorita.

Finalmente se sugiere, que el origen de los fluidos mineralizantes están relacionados al emplazamiento de las unidades volcánicas en la franja central del área de estudio, configuración que encaja con los modelos propuestos por Camprubí y Albinson en el 2006, y que además tienen un origen profundo dadas las anomalías de cadmio y bario (Vidal-Solano et al, 2007) obtenidas en los efímeros resultados que se tienen a la fecha. Se espera que esto pueda ser comprobado con análisis químicos futuros.

Lo anterior descrito supone así la primera descripción de mineralización de naturaleza epitermal en la región del Batolito Costero Sonorense (Ramos-Velázquez et al. 2008) y la primera asociada a los procesos extensivos y trastensivos directos del desarrollo del protogolfo de california en Sonora, ya que los existentes se limitan únicamente a Baja California (Staude y Barton, 2001).

Referencias

Camprubí, A., & Albinson, T. (2006). Depósitos epitermales en México: actualización de su conocimiento y reclasificación empírica. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, 58(1), 27–81 http://dx.doi.org/10.18268/BSGM2006v58n1a2

Corbett, G. J. (2017). Epithermal Au–Ag and Porphyry Cu–Au Exploration: Short Course Manual (Unpublished manuscript, September 2017 edition). Corbett Geological Services. https://www.corbettgeology.com

Darin, M. H., Bennett, S. E. K., Dorsey, R., & Iriondo, A. (2016). Late Miocene extension in coastal Sonora, México: Implications for the evolution of dextral shear in the proto-Gulf of California oblique rift. Tectonophysics. http://dx.doi.org/10.1016/j.tecto.2016.04.038

García Martínez, D. (2017). Origen y deformación de los granitos en la Estructura Semicircular Rancho Nuevo, dentro de la Provincia Extensional del Golfo, en la planicie costera central de Sonora, México (Tesis doctoral, Instituto de Geología, UNAM). Defensa realizada el 23 de enero de 2018 bajo la dirección del Dr. Jaime Roldán Quintana

García-Martínez, D., Roldán Quintana, J., Mendívil-Quijada, H., & Molina-Garza, R. S. (2014). Ca. 13 Ma strike-slip deformation in coastal Sonora from a large-scale, en-echelon, brittle-ductile, dextral shear indicator: implications for the evolution of the California rift. Geofísica Internacional, 53(4), 435–456. https://doi.org/10.1016/S0016-7169(14)70077-7

Jébrak, M. (1997). Hydrothermal breccias in vein-type ore deposits: A review of mechanisms, morphology and size distribution. Ore Geology Reviews, 12, 111– 134. https://doi.org/10.1016/S0169-1368(97)00009-7

Ramos-Velázquez, E., Calmus, T., Valencia, V. A., Iriondo, A., Valencia-Moreno,

M., & Bellon, H. (2008). U–Pb and $^{40}Ar/^{39}Ar$ geochronology of the Coastal Sonora Batholith: New insights on Laramide continental arc magmatism. Revista Mexicana de Ciencias Geológicas, 25(2), 314–333.

Servicio Geológico Mexicano (a). (2001). Carta geo•física magnética hoja El Gavilán H12-C37: Campo total (escala 1:250 000). Programa de geofísica aérea, SGM.

Servicio Geológico Mexicano (b). (2001). Carta geo•física magnética hoja El Gavilán H12-C37: Primera derivada vertical del campo total reducido al polo (escala 1:250 000). Programa de geofísica aérea, SGM.

Servicio Geológico Mexicano (c). (2001). Carta Geológico-Mineral El Gavilán H12-C37, Sonora (escala 1:250 000). GeoInfoMex

Servicio Geológico Mexicano. (2001). Carta geo•física magnética hoja El Gavilán H12-C37: Campo total reducido al polo (RTP) (escala 1:250 000). Programa de geofísica aérea, SGM.

Servicio Geológico Mexicano. (2001). Carta Geológico-Mineral Hermosillo H12-8, Sonora (escala 1:250 000). GeoInfoMex.

Staude, J.-M. G., & Barton, M. D. (2001). Jurassic to Holocene tectonics, magmatism, and metallogeny of northwestern Mexico. GSA Bulletin, 113(10), 1357–1374.https://doi.org/10.1130/00167606(2001)113<1357:JTHTMA>2.0.CO;2

Stock, J.M., and Hodges, K.V., 1989, Pre-Pliocene extensión around the Gulf of California and the transfer of Baja California to the Pacific plate: Tectonics, v. 8, p. 99–115, doi:10.1029/TC008i001p00099.

Taylor, R. (2011). Gossans and Leached Cappings: Field Assessment (pp. 107– 138). Springer-Verlag. https://doi.org/10.1007/978-3-642-22051-7_8

Vidal-Solano, J. R., Paz-Moreno, F. A., Demant, A., & López-Martínez, M. (2007). Ignimbritas hiperalcalinas del Mioceno medio en Sonora Central: revaluación de la estratigrafía y significado del volcanismo terciario. Revista Mexicana de Ciencias Geológicas, 24(1), 47–67.

Vidal–Solano, J.R., 2005, Le volcanisme hyperalcalin d'âge miocène mo–yen du nord–ouest du Mexique (Sonora). Minéralogie, géochimie, cadre géodynamique: Université Paul Cézanne (Aix–Marseille 3), Thèse de doctorat, 256 p. (http://tel.ccsd.cnrs.fr/tel–00010346)

Mapa geocronológico de México: La importancia de la geocronología en los estudios de cartografía y exploración geológica.

Esmeralda Martínez-Sánchez*, Hermes Rochin-García, Sandra Lizeth Islas-Arellano, Juan Pablo Reyes-Mendoza
Servicio Geológico Mexicano
luzmartinez@sgm.gob.mx

RESUMEN

El Servicio Geológico Mexicano (SGM) ha desarrollado una base de datos geocronológicos desde el año 2016, con el objetivo de compilar la información sobre edades absolutas en rocas ígneas, metamórficas, sedimentarias, así como en yacimientos minerales de la República Mexicana. La información contenida en este mapa proviene de revistas científicas, catálogos, recursos electrónicos de diversas universidades y dataciones realizadas directamente por el SGM.

A partir de esta base de datos se ha elaborado un mapa geocronológico nacional, que permite conocer la distribución de más de 7 000 registros en diversas unidades litológicas a través de métodos analíticos como U-Pb, Ar-Ar, K-Ar, Rb-Sr, Sr-Sr, trazas de fisión (FT) y radiocarbono. En este mapa se incluyen al momento 122 dataciones realizadas por el SGM en diversas áreas de interés, como Presa el Chiqué, Zacatecas; Calvillo, Aguascalientes; Cerros Prietos, Chihuahua; Sierra de Hechicheros, Coahuila y San José de Raíces, Nuevo León.

La inclusión de análisis geocronológicos durante el desarrollo de la cartografía geológica 1:50 000 de las cartas Presa el Chiqué y Calvillo incluyendo análisis Ar-Ar en muestras ígneas permitieron definir dos episodios de magmatismo asociados a la Sierra Madre Occidental (SMO) en los estados de Aguascalientes y Zacatecas.

Por otra parte, en los estados de Chihuahua y Coahuila se realizaron análisis U-Pb en zircones magmáticos de rocas ígneas de composición félsica e intermedia, los resultados han permitido diferenciar entre el magmatismo alcalino asociado a la Provincia Alcalina de México, SMO y la región de Trans-Pecos.

Así mismo, la aplicación del método Sr-Sr que permite determinar edades calibradas en rocas carbonatadas y yesos ha permitido diferenciar los miembros de la Formación Minas Viejas en el área de San José de Raíces, N. L., aportando información clave para la interpretación del proceso de apertura del Golfo de México durante el Jurásico.

Las edades obtenidas por los métodos Ar-Ar, Sr-Sr y U-Pb han permitido profundizar en las interpretaciones geológicas en alteraciones de tipo hidrotermal, ambientes sedimentarios y tectono-magmáticos, por ello, es importante seguir generando y difundiendo la información geocronológica de los diversos proyectos de cartografía y exploración del SGM.

INTRODUCCIÓN

Los inicios de la geocronología en México se remontan a 1951, impulsados por el interés de Arnold y Libby en la aplicación del método de radiocarbono en material orgánico cubierto por lavas en la Faja Volcánica Transmexicana (FVTM). Posteriormente, durante la década de 1960, se implementaron las primeras dataciones mediante los métodos analíticos de K-Ar y Rb-Sr. Estas aplicaciones iniciales, realizadas por investigadores como Damon, De Cserna, Denison, Fries y Rincón Orta, se enfocaron en diversas provincias geológicas, incluyendo el Cinturón Mexicano de Pliegues y Fallas y las Plataformas de Coahuila y Sonorense.

La década de 1970 representó un periodo de optimización para el método K-Ar, lo que facilitó la obtención de edades cruciales en unidades litológicas de gran relevancia como el Batolito de Puerto Vallarta, el Cinturón Batolítico Peninsular, el Esquisto Granjeno y el Gneiss Novillo. Investigadores destacados como Anderson y Silver, Damon, Gastil, Garrison, Krummenacher, McDowell y Keitzer realizaron contribuciones significativas en este periodo. Paralelamente, Cantagrel, Mahood y Robin concentraron sus esfuerzos en el estudio de la FVTM.

A finales de la década de 80 e inicios de los 90, se observaron mejoras esenciales en

los equipos analíticos, lo que propició el surgimiento de nuevas técnicas analíticas. Un ejemplo de ello fue la implementación del método 40Ar/39Ar para la investigación de rocas volcánicas. No obstante, la transformación más significativa en las técnicas analíticas ocurrió a partir de 1995, con la creciente relevancia del método U-Pb en México, empleada por diversos investigadores para determinar edades de cristalización, metamorfismo y procedencia en rocas intrusivas, metamórficas y sedimentarias, respectivamente.

Actualmente, diversos Institutos de investigación en ciencias de la tierra cuentan con laboratorios especializados en geocronología lo cual ha permitido mayor acceso a las diversas técnicas analíticas tanto para el área académica como público en general como el Servicio Geológico Mexicano (SGM) que mantiene convenios de colaboración con estas instituciones para generar información geocronológica que contribuye al conocimiento geológico del territorio nacional.

Desde el año 2016, el SGM desarrolló un mapa geocronológico a partir de una base de datos que actualmente contiene 7 624 registros de los 32 estados de la República Mexicana con el objetivo de difundir la información geocronológica. En este mapa se incorporan 122 edades obtenidas por el SGM para 26 cartas geológicas escala 1:50 000 que han permitido mejores interpretaciones geológicas en las áreas de interés.

METODOLOGÍA

El presente mapa geocronológico tiene como base el relieve obtenido del Continuo de Elevaciones Mexicano (CEM) del INEGI y su desarrollo consta principalmente de dos etapas: el ingreso de registros en la base de datos y la generación de nuevos datos.

Base de datos

Durante el año 2016 se realizó una primera etapa en el diseño de la base de datos geocronológicos, con el objetivo de presentar un mapa específico para el estado de Chihuahua, esta base de datos consistía de 21 campos de información obtenidos a partir de la consulta de diversas bases de datos a nivel internacional como lo son: GeoCatMin de Perú, Terra Digitalis de la Universidad Nacional Autónoma de México, Geochron (E.U.A), Utah Geological Survey (E.U.A) y del United States Geological Survey (E.U.A). La base de datos ha sido ampliada y complementada, contando actualmente con un total de 23 campos de información, lo que ha permitido una mejor integración, estandarización y análisis de datos gecronológicos a nivel nacional.

Tabla 1 Campos que conforman la Base de Datos del Mapa Geocronológico de México.

- DESCRIPCIÓN DE CLAVE: División o subdivisión de la Tabla Cronoestratigráfica Internacional (TCI) 2024 que emite la Comisión Internacional de Estratigrafía (https://stratigraphy.org/chart).
- RANGO: Intervalo de edad en millones de años de la división o subdivisión de la TCI
- MUESTRA: Clave de identificación de la muestra
- LONG: Longitud en grados decimales en el sistema de coordenadas WGS84
- LAT: Latitud en grados decimales en el sistema de coordenadas WGS84
- X_WGS84: Longitud en coordenadas geográficas
- Y_WGS84: Latitud en coordenadas geográficas
- CARTA_250: Nombre y clave de carta geológico-minera, escala 1:250 000
- CARTA_50: Nombre y clave de carta geológico-minera, escala 1:50 000
- TIPO DE ROCA: Clasificación de muestra analizada (ígnea, metamórfica o sedimentaria)
- ROCA: Descripción litológica.
- MÉTODO: Método geocronológico (U-Pb, Ar-Ar, K-Ar, Rb-Sr, FT, Re-Os, Sm-Nd, Sr-Sr y C)
- MINERAL: Tipo de material datado
- TIPO_EDAD: Interpretación de la edad reportada, de enfriamiento, cristalización, edad de metamorfismo o edad de mineralización.
- REFERENCIA: Cita bibliográfica consultada
- UNIDAD: Formación, unidad litoestratigráfica o provincia geológica a la que pertenece la roca
- LOC_TIPO: Localidad tipo de la muestra
- OBSERVACIÓN: Comentarios
- PROYE: Proyección de las coordenas
- EDAD_MA: Edad en millones de años
- ERROR: Precisión analítica de la edad
- HEREDADOS_MA: Edades heredadas en millones de años
- NOM_ENT: Entidad federativa donde se localiza el registro

Para la actualización de información geocronologica, se toma como base la subdivisión de las cartas geológicas escala 1:50 000 y conforme a ello se realiza una búsqueda de artículos científicos, guías de excursiones, tesis de educación superior y posgrado, asimismo, informes internos del SGM.

Para la distribución espacial de los datos, las coordenadas geográficas se obtienen de acuerdo con lo reportado por los autores, en el caso donde no se presenta la información espacial de las muestras, se realiza una estimación de las coordenadas, basado en la localidad tipo y mapas publicados (cuando es el caso, se indica en el campo de observaciones). Los datos compilados incluyen edades obtenidas por diversos métodos analíticos que son U-Pb, K-Ar, Ar-Ar, Fission Track (FT), Rb-Sr y Sr-Sr.

Los registros se ingresan en un archivo Excel, posteriormente se convierte a un archivo shapefile (SHP) para su integración y visializacion en el entorno de ArcMap. Las muestras se presentan en coordenadas geográficas en el sistema World Geodetic System 84 (WGS84), Proyección Conforme Cónica de Lambert acorde a los estándares cartográficos nacionales.

Finalmente, el mapa geocronológico, está disponible para consulta y descarga libre a través del sitio web GeoInfoMex (Figura 1).

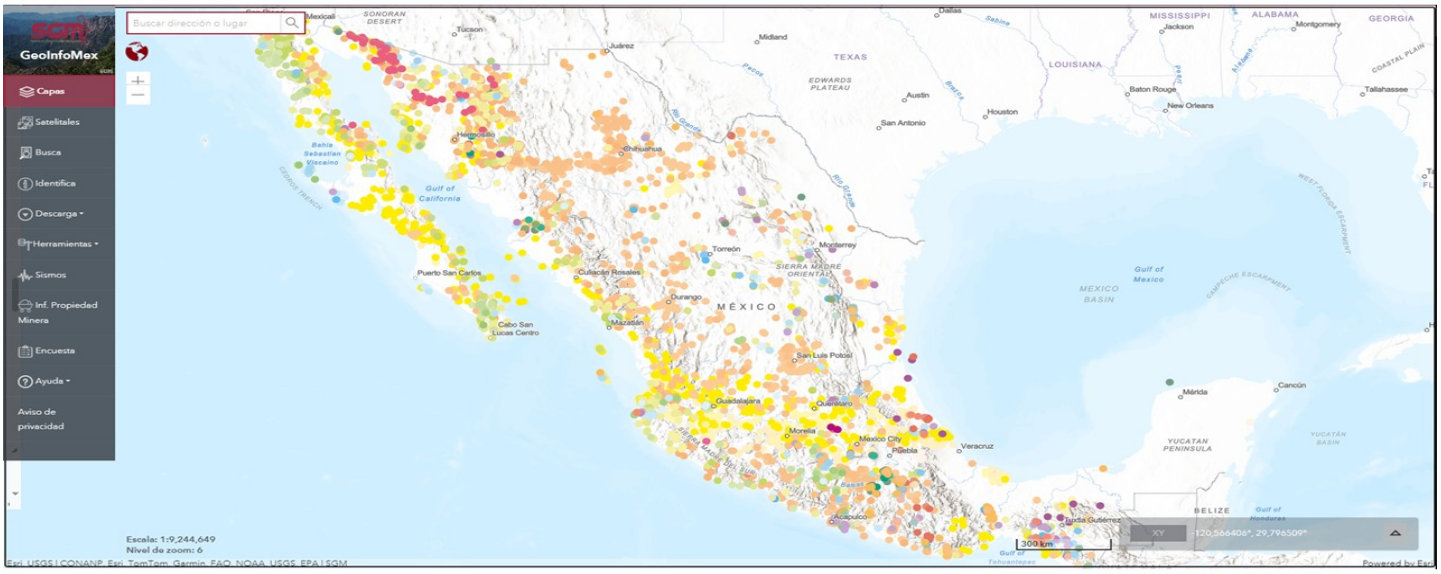


Figura 1 Consulta y descarga del Mapa Geocronológico de México desde el portal de GeoInfoMex (https://www.sgm.gob.mx/GeoInfoMexGobMx/).

Generación de nuevos datos

Adicional a la búsqueda e ingreso de información geocronológica, el SGM genera nuevas edades en el marco de los proyectos de cartografia geológica escala 1:50 000 y diversos proyectos de investigación internos mediante tres métodos analíticos: Ar-Ar, Sr-Sr y U-Pb.

Para cualquiera de los tres análisis se requiere colectar entre 8 y 10 kilogramos de muestra en campo con el menor porcentaje de alteración posible, con el objetivo de tener mediciones correctas de los elementos de interés. Posteriormente la trituración, tamizado y separación mineral de las muestras se realiza en el Centro Experimental de Oaxaca del SGM.

Los análisis Ar-Ar de las fases minerales plagioclasa y feldespato se efectuaron en el Laboratorio Interinstitucional de Geocronología Argón (LIGAr) del Instituto de Geociencias, UNAM. Los pasos para la medición consisten inicialmente en irradiar los concentrados minerales en la Universidad de McMaster en Hamilton,

Ontario, Canadá, para posteriormente colocar alícuotas de sanidino Fish Canyon Tuff con edad de 28.198 ± 0.044 Ma (Kuiper et al., 2008), como monitor de irradiación, intercaladas con las muestras a medir. Posteriormente, se analizaron alícuotas multigranulares por el método de calentamiento por pasos empleando un sistema láser de CO2 de 55 W, modelo Fusions 10.6 (Teledyne-CETAC) y un espectrómetro de masas multicolector para gases nobles modelo NGX (Isotopx Ltd.) para la determinación de los isótopos de argón. La reducción de datos y la presentación de resultados en gráficos se realizó con los programas de cómputo NGX-Red 1.0® y AgeCalc 1.0®, desarrollados en el Laboratorio de Geocronología de Centro de Investigación Científica y de Educación Superior de Ensenada (CICESE). En todos los cálculos se usaron las constantes de decaimiento recomendadas por Steiger y Jäger (1977) y para las regresiones lineales se usaron las ecuaciones de York et al. (2004).

Por otra parte, los análisis Sr-Sr se realizaron en el Laboratorio Universitario de Geoquímica Isotópica (LUGIs) del Instituto de Geofísica, UNAM. Se pesaron entre 30-40 mg de yeso o calcita (dependiendo la fase mineral de interés), a la muestra se le adicionan 10 ml de HNO3 6N y se deja secar por 48 horas para obtener un precipitado de CaCO3. Posteriormente se adiciona 1 ml de HNO3 3N y se colocan en las columnas de intercambio iónico SPE para realizar la separación de estroncio de acuerdo con el procedimiento establecido por Otto et al. (1988). Las mediciones de las masas 85Sr, 86Sr, 87Sr y 88Sr se realizaron en un espectrómetro de masas TRITON PLUS, para cada muestra se realizaron 84 relaciones de masas, las concentraciones se calcularon con un valor de laboratorio estándar NBS987: 0.710254±13, con una propagación de incertidumbre 1σ. Las edades se calcularon de acuerdo con la curva de calibración LOWESS 5 Fit de McArthur et al. (2012).

Finalmente, los análisis geocronológicos U-Pb se realizan en el Laboratorio de Estudios Isotópicos (LEI) del Instituto de Geociencias, UNAM, mediante ablación láser con espectrometría de masas con plasma acoplado inductivamente (LA-ICP-MS), utilizando un sistema de ablación láser Resonetics "Resolution M50" con un diámetro de ablación de 23 μm, acoplado a un cuadrupolo Thermo Xii Series. Las concentraciones de U y Th se calcularon empleando un zircón estándar externo, con propagación de incertidumbre 2σ de acuerdo con Paton et al. (2010), las relaciones isotópicas de 207Pb/206Pb, edades y errores se calcularon conforme a Petrus y Kamber (2012). Para el análisis se realizó la separación de cristales individuales de zircón, de los cuales se hace la captura de imágenes mediante un detector de catadoluminiscencia para la selección de puntos de la ablación.

RESULTADOS

Como resultado de los convenios de colaboración que el SGM ha mantenido con Institutos de Investigación de la UNAM, se han realizado diversos análisis geocronológicos que han aportado información de importancia para las interpretaciones de origen y depósito de las unidades litológicas de interés.

- Edades Ar-Ar y U-Pb

En el límite de los estados de Aguascalientes y Zacatecas se localizan las cartas escala 1:50 000 Calvillo F13-D17 y Presa El Chique F13-B87 donde se colectaron muestras de rocas volcánicas (Figura 2) de las cuales era complicado diferenciar el límite de unidades para definir los episodios de emplazamiento.

En esta área de estudio se combinaron las técnicas de análisis Ar-Ar y U-Pb para definir edades de emplazamiento. De acuerdo con los resultados presentados en la Tabla 2, se distinguen dos episodios de emplazamiento, el primero de ellos asociado a las edades más antiguas se relaciona con el arco magmático del Eoceno de la Sierra Madre Occidental (SMOc) definido por Ferrari et al. (2005), mientras que las edades jóvenes de ~25 Ma pertenecen al período magmático que dio origen al Supergrupo Volcánico Superior (SVS), tambien referido por Ferrari et al., (2005).

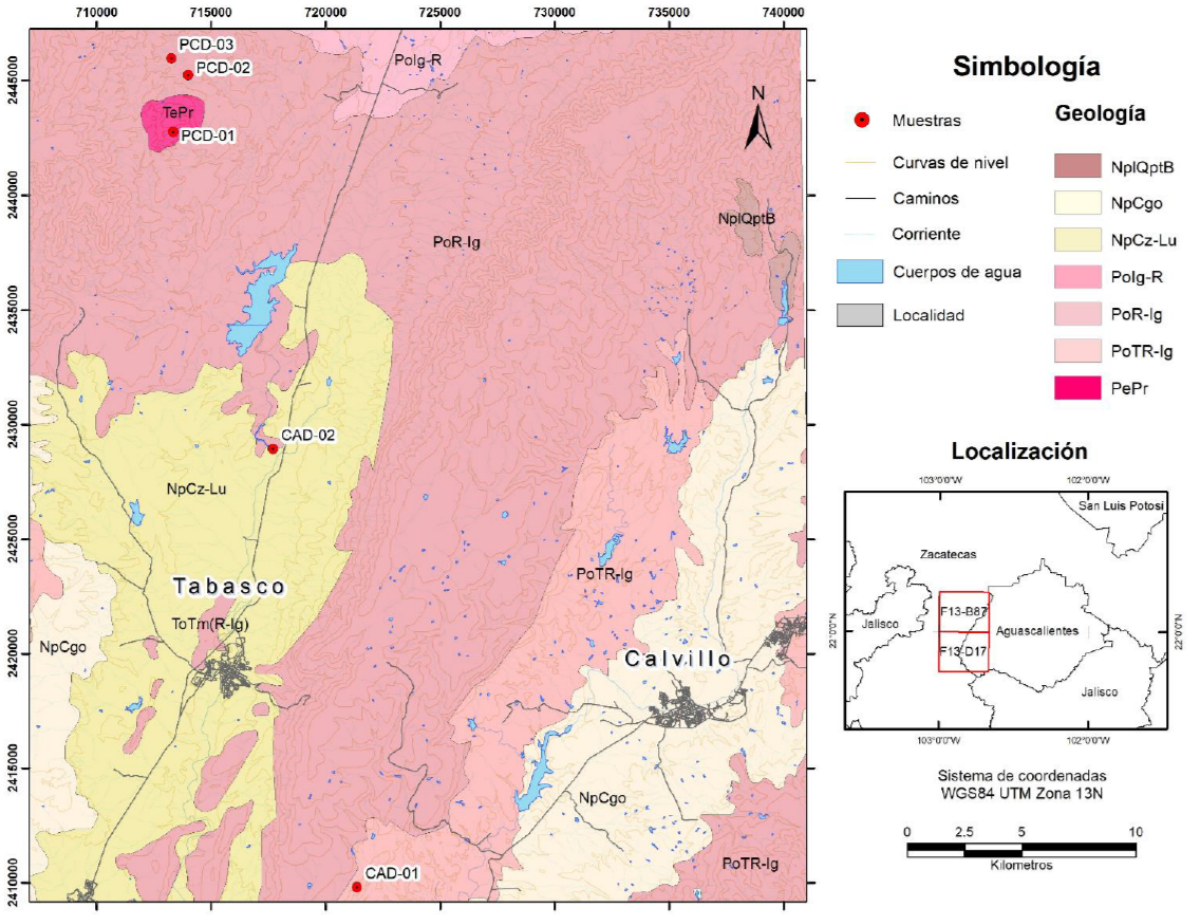


Figura 2 Mapa geológico con la localización de las muestras analizadas.

Clave	X_CORD	Y_CORD	Roca	Tipo de análisis	Edad Ma
CAD-01	721371	2409809	Traquiandesita	U-Pb	25.99±0.57
CAD-02	717712	2428927	Traquiandesita	Ar-Ar	27.79±0.10
PCD-01	713341	2442760	Ignimbrita riolítica	U-Pb	36.73±0.19
PCD-02	714000	2445249	Basalto	Ar-Ar	39.04±0.67

Tabla 2 Edades de las muestras analizadas con coordenadas en WGS84 Zona 13N.

En el área que comprenden la carta geológica Cerros Prietos H13-A51 no se contaba con registros previos de edades de rocas volcánicas ni plutónicas, por lo cual el objetivo de los análisis fue conocer la edad de las unidades para interpretar la evolución del vulcanismo orogénico y anorogénico de la zona (Figura 3)

De acuerdo con las edades obtenidas para el área de Cerros Prietos (CPI), se pueden distinguir dos fases de magmatismo: 1) Una fase compresiva del Paleoceno vinculada a los procesos de subducción de la placa Farallón bajo América del Norte (Campa y Coney, 1983), en la que se formaron rocas plutónicas con edades aproximadas de ~59 Ma. y 2) Una fase extensional durante el Oligoceno, en la que se generaron flujos piroclásticos y brechas ignimbríticas con edades cercanas a ~27 Ma. Gran parte de esta extensión ocurrió mientras la subducción de la placa Farallón aún estaba activa, originando ignimbritas durante dos pulsos magmáticos entre ~32 y ~25 Ma.

Durante el cambio de régimen compresivo a extensional, se generaron flujos piroclásticos y brechas ignimbríticas con edades ~27 Ma, gran parte de esta extensión ocurrió mientras la subducción de la placa Farallón seguía activa generando ignimbritas durante dos pulsos magmáticos (~32 a ~25 Ma). De manera coetánea, en la región de Trans-Pecos también se presentaba una fase de extensión

asociada a la ruptura de la litosfera continental generando un sistema de cuencas y valles.

De acuerdo con Baker (2015), la actividad magmática alcalina al norte del estado de Chihuahua y el noreste de México (Coahuila) se encuentra definida entre los 48 y 16 Ma, teniendo relación las muestras analizadas en esta área con las edades de rocas alcalinas obtenidas para la Sierra de Hechiceros (SHD) como se puede observar en la Tabla 2.

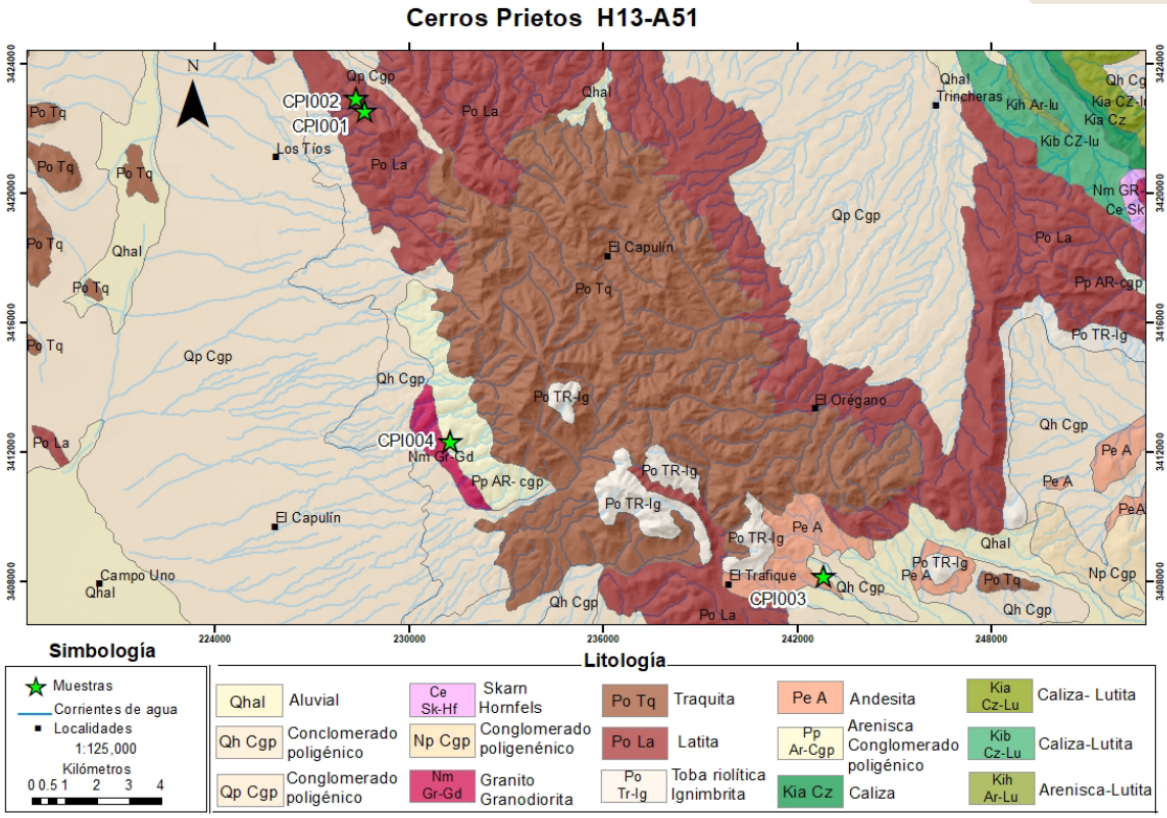


Figura 3 Mapa geológico y localización de las muestras colectadas para análisis U-Pb.

Clave	X_CORD	Y_CORD	Roca	Edad Ma
CPI-001	228632	3422571	Riolita (Po R)	27.04±0.48
CPI-002	228349	3422955	Ignimbrita (Po Ig-TR)	27.24±0.35
CPI-003	242813	3408174	Cuarzomonzonita (Pp Qmz)	59.06±0.49
CPI-004	231283	3412339	Granito (Po G)	25.60±0.17
SHD-01B	656781	3162699	Dique Riolítico	28.48±0.72
SHD-02	656100	3165810	Ignimbrita	28.05±0.27
SHD-04	651566	3163541	Ignimbrita	29.40±0.12
SHD-05	652227	3162249	Ignimbrita	32.47±0.20
SHD-06	649140	3163343	Ignimbrita	29.08±0.13
SHD-07	648944	3163287	Riolita	28.86±0.13

Tabla 3 Relación de edades de las muestras analizadas en las áreas de Cerros Prietos (CPI) y Sierra de Hechiceros (SHD) con coordenadas en WGS84 Zona 13N.

- Edades Sr-Sr

Dentro de la carta San José de Raíces G14-C66 se localiza la Formación Minas Viejas, la cual es de gran interés e importancia para la interpretación de la apertura del Golfo de México (Figura 4).

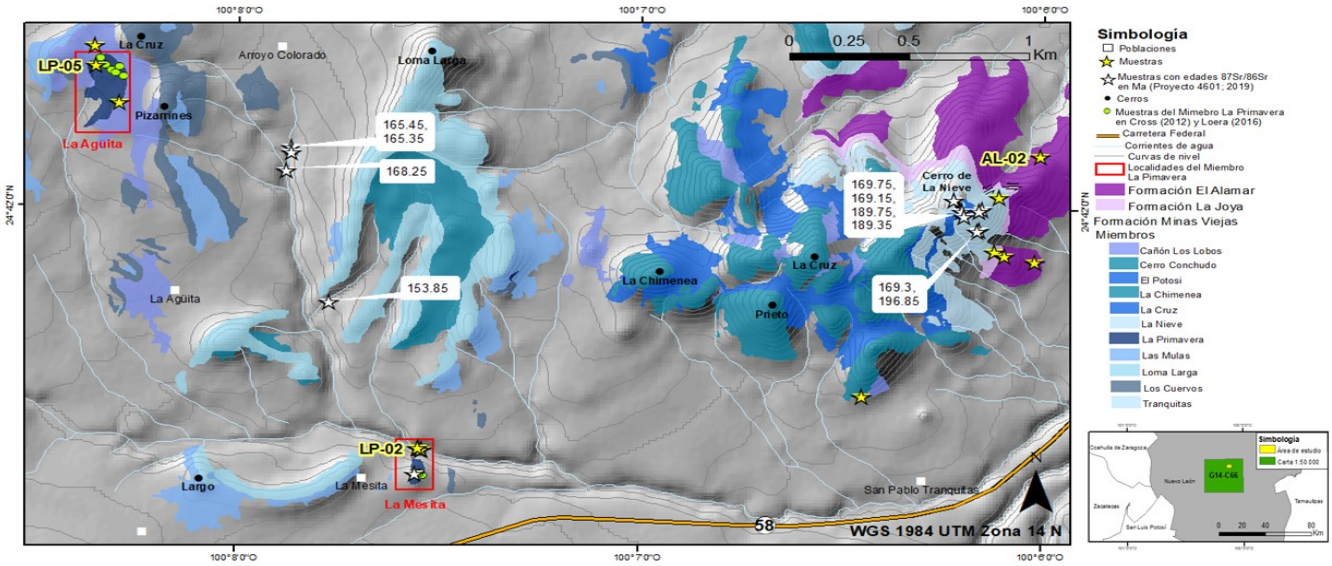


Figura 4 Localización de la Formación Minas Viejas y de las muestras colectadas para análisis Sr-Sr.

La Formación Minas Viejas se define como una sucesión de evaporitas y rocas carbonatadas, con intercalaciones de rocas siliciclásticas y volcánicas, se conforma de los miembros: La Nieve, Tranquitas, La Cruz, La Chimenea, Cañón Los Lobos, Los Cuervos, La Primavera, Las Mulas, Loma Larga, Cerro Conchudo, El Yeso y El Potosí (Cross, 2012).

Diversos autores le han asignado a esta formación un rango de edad Oxfordiano – Kimmeridgiano Temprano (Kroeger y Stinnesbeck, 2003). Sin embargo, como se puede observar en la Tabla 4 con las edades obtenidas mediante Sr-Sr en las muestras analizadas de los miembros Tranquitas (TQ), La Chimenea (LCH), Los Cuervos (CV), Loma Larga (LL) y El Potosí (EP) se concluye que el depósito de esta formación comenzó en el Bajociano (Amezcua et al., 2020) y no a partir del Oxfordiano como anteriormente se había definido.

Tabla 4 Relación de edades obtenidas con el método Sr-Sr para calizas de la Formación Minas Viejas. Coordenadas WGS84 Zona 14N.

Muestra	X_CORD	Y_CORD	Roca	Edad Ma	Error
TQ-02	388452	2732079	Caliza	169.3	+0.2/-0.2
TQ-04	388462	2732176	Caliza	169.15	+0.5/-0.6
LCH-A	388356	2732233	Caliza	169.75	+0.25/-0.2
CV-01	385583	2732493	Caliza	165.35	+0.6/-0.65
CV-02	385585	2732466	Caliza	165.45	+0.65/-0.70
CV-02N	385585	2732466	Conchas	166.25	+0.3/-0.4
LL-01	385740	2731739	Caliza	153.85	+1.3/-1.1
EP-01	381374	2731183	Caliza	151.15	+1.15/-1.3

Las edades Sr-Sr determinadas para la Formación Minas Viejas han permitido redefinir las interpretaciones sobre la invasión marina del Golfo de México en el noreste mexicano.

Las edades definidas en los diversos estudios e investigaciones geológicas que realiza el SGM ha sido de gran importancia para establecer límites estratigráficos y sustentar hipótesis con respecto a la evolución tectónica en áreas de interés como en los casos presentados anteriormente.

AGRADECIMIENTOS

Agradecemos el valioso apoyo del Dr. Luigi Solari y Dr. Carlos Ortega Obregón integrantes del Laboratorio de Estudios Isotópicos (LEI) quienes facilitaron los medios para la preparación de briquetas, toma de imágenes, medición y cálculo de edades U-Pb. También agradecemos el apoyo de la Dra. Teresa Orozco responsable del Laboratorio Interinstitucional de Geocronología de Argón (LIGAr) quien realiza la medición y cálculo de edades Ar-Ar. También es importante agradecerles a todos los integrantes del Laboratorio Universitario de Geoquímica Isotópica (LUGIS): la M. en C. Gabriela Solís Pichardo, M. en C. Gerardo Arrieta García y al Ing. Teodoro Hernández Treviño por facilitarnos el uso de instalaciones y equipo para las mediciones de las relaciones isotópicas Sr-Sr.

Finalmente, un agradecimiento especial a la Dra. Natalia Amezcua y la Ing. Diana Flores quienes no sólo impulsaron la creación de la base de datos geocronológica, sino también el proyecto de Investigación Geocronológica en el Servicio Geológico Mexicano.

REFERENCIAS

Amezcua, Rochin-García, H., y Martínez-Sánchez, L. E. (2020). Preliminary Strontium Isotope Stratigraphy of the Jurassic Minas Viejas Formation, Mexico, AAPG Hedberg Research Conference 2020 - Geology and Hydrocarbon Potential of the Circum-Gulf of Mexico Pre-Salt Section.

Baker, S.D. (2015). Tertiary alkaline magmatism in Trans-Pecos Texas. Geological Society, London, Special Publications 30, p. 415-431.

Campa, M. F., y Coney, P. J. (1983). Tectonostratigraphic terranes and mineral resource distributions in Mexico. Canadian Journal of Earth Sciences, 20 (6), p. 1040–1051.

Cross G.H. (2012). Evaporite deformation in the Sierra Madre Oriental, northeastern Mexico: Décollement kinematics in an evaporite-detached thin-skinned fold belt, PhD Dissertation, The University of Texas at Austin, p. 575.

Ferrari, L., Moreno-Valencia, M., y Bryan, S. (2005). Magmatismo y tectónica en la Sierra Madre Occidental y su relación con la evolución de la margen occidental de Norteamérica. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, 57 (3), p. 343-378.

Kroeger, K. F., y Stinnesbeck, W., (2003), The Minas Viejas Formation (Oxfordian) in the area of Galeana, northeastern Mexico: Significance of syndepositional volcanism and related barite genesis in the Sierra Madre Oriental, 515-528.

Kuiper, K.F., Deino, A., Hilgen, F.J., Krijgsman W., Renne P.R., Wijbrans J.R. (2008). Synchronizing rock clocks of Earth history: Science 320, p. 500-504.

McArthur, J. M.; Howarth, R. J. y Shields, G. A. (2012). Strontium isotope stratigraphy. In Gradstein, F. M.; Ogg, J. G.; Schmitz, M. D.; and Ogg, G. M. The geologic time scale 2012. Boston, Elsevier, p. 127–144.

Otto, J. B., Blank, W. K., y Dahl, D. A. (1988). A nitrate precipitation technique for preparing strontium for isotopic analysis. Chemical Geology: Isotope Geoscience section, 72(2), p. 173-179.

Paton, C., Woodhead, J. D., Hellstrom, J. C., Hergt, J. M., Greig, A., Maas, R., (2010). Improved laser ablation U–Pb zircon geochronology through robust downhole fractionation correction. G-cubed 11.

Petrus, J.A. & Kamber, B.S. (2012). VizualAge: A novel approach to laser ablation ICP-MS U-Pb geochronology data reduction. Geostandards and Geoanalytical Research 36 (3), p. 247-270.

Steiger, R.H., and Jäger, E. (1977). Subcommission on geochronology: Convention on the use of decay constants in geo- and cosmochronology: Earth and Planetary Science Letters, 36, p. 359-362.

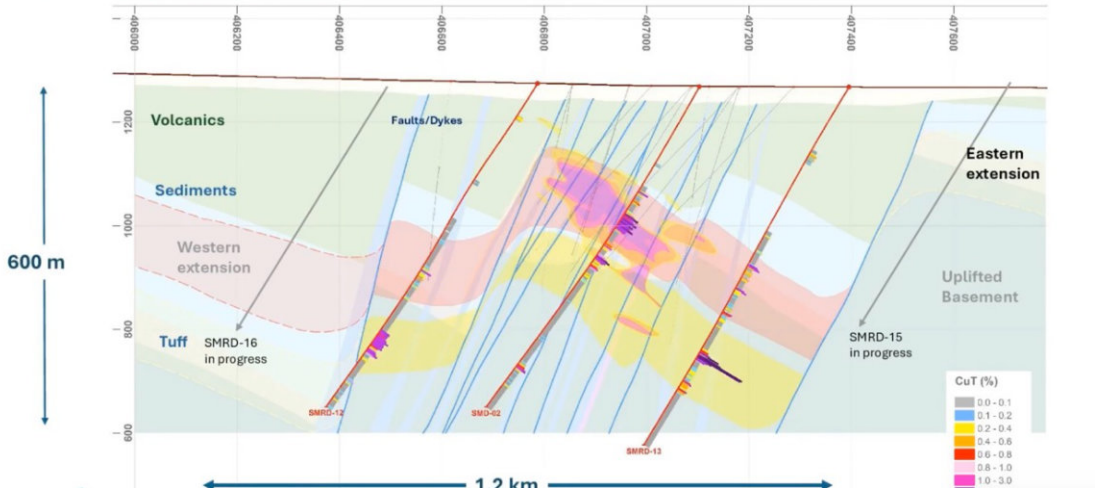
York, D., Evensen, N.M., López-Martínez, M., De Basabe-Delgado, J. (2004). Unified equations for the slope, intercept, and standard errors of the best straight line: American Journal of Physics, 72 (3), p. 367-375.

DEPÓSITOS ESTRATO LIGADOS: SU RELACIÓN DE GÉNESIS CON SISTEMAS MAGMÁTICOS–HIDROTERMALES. Una Visión de Campo

Dr. Mario Alfaro

RESUMEN

Los depósitos del tipo estratoligados han sido definidos como cuerpos subhorizontales "tipo manto" y por su relación a cuerpos de brechas ¿? y vetas con mineralización importante de sulfuros de cobre y Au. Estos yacimientos ocurren en cuencas tectónicas o sedimentarias de subsidencia a lo largo de cinturones volcánicos calcoalcalinos en un ambiente de corteza continental (arco volcánico continental). Esta definición, generalmente empleada, corresponde a una descripción más bien morfológica, que genética. Históricamente este tipo de yacimientos han recibido el nombre de estrato ligados por estar comúnmente asociados, limitados y hospedados, en secuencias de rocas volcánicas, lavas o en sedimentos donde la roca huesped puede corresponder a rocas carbonatadas, silico clásticas y en algunos casos intercaladas dentro de secuencias volcánicas.



La relación sedimentos carbonatados - mineralización también ha sido descrita en los llamados depósitos tipo Carlin.

Cuando el ambiente geológico es volcánico, la mineralización ocurre principalmente en lavas andesíticas porfiríticas y en cuerpos de brechas (hidrotermales?), comúnmente en zonas con texturas amigdaloidales en lavas o rellenando fracturas y también finamente diseminada en la masa fundamental de brechas respectivamente.

En el caso que la roca huesped sea carbonática , calcarea y / o areniscas, la mineralización de sulfuros se encuentra diseminada y asociada a eventualmente con material orgánico.

En los depósitos chilenos, que se ubican en la franja de yacimientos definidos como del tipo estrato ligados, la presencia de diques, sills de intrusivos subvolcánicos y rocas intrusivas detectadas en profundidad llaman la atención por su posible relación genética con una fuente, magmática hidrotermal.

En relación a estos antecedentes, históricamente se han propuestos tres principales formas relacionadas a su génesis?

- Origen metamórfico hidrotermal . Los yacimientos se habrían formado por lixiviación del cobre contenido en la secuencia volcánica, durante los procesos de metamorfismo y se habría concentrado en sitios favorables controlado por estructuras, niveles porosos y/o intrusiones subvolcánicas. De acuerdo a esta postura los fluidos mineralizadores serían aguas metamórficas generadas por procesos de deshidratación durante el metamorfismo.
- Origen hidrotermal asociado a intrusivos subvolcánicos. En esta postura los yacimientos estratoligados de cobre y la alteración hidrotermal que las afecta estarían directamente relacionados al emplazamiento de pequeños cuerpos intrusivos subvolcánicos (cuellos volcánicos (domos), filones-mantos, diques), que representarían los conductos de un volcanismo, para el caso chileno, durante el Jurásico. El cobre y otros elementos habrían derivado del mismo magma que generó los intrusivos, pero estos en general no presentan mineralización económica

Y, en base a una comparación química e isotópica, los depósitos estratoligados de cobre en rocas volcánicas del Jurásico tendrían un origen hidrotermal común con vetas mesotermales de cobre del Jurásico Medio a Superior emplazadas en batolitos principalmente Jurásicos .

En el caso de los depósitos tipo Carlin, la mineralización de oro se realaciona a un complejo sistema estructural en el que dominan convergencias de pliegues, fallas y litologías favorables. Brechas definidas como de disolución, (freáticas hidrotermales ¿?) se emplazan a lo largo de fallas normales y fallas inversas reactivadas, a veces descritas como brechas tectónicas con mmineralización en la matriz. Las Brechas presentan fragmentos de diques del Eoceno, pero también son cortadas por ellos.

Johnston y Ressel (2004), Ressel y Henry (2006) y Johnston et al. (2008) proponen que yacimientos auríferos del tipo Carlin ((diseminated gold deposits) que ocurren especialmente en Nevada ,están espacialmente asociados con intrusiones ígneas y que los plutones más grandes emplazados a profundidad, "posiblemente", proporcionaron una fuente de calor prolongada durante un período de >4 Ma durante el Eoceno para mejorar la circulación hidrotermal en los distritos de oro durante la mineralización.

Y esos fluidos hidrotermales de donde vinieron ??.

En esta conferencia discutiremos evidencias de campo que relacionan, desde el punto de vista genético y no descriptivo, la existencia de estos yacimientos relacionados a eventos magmáticos - hidrotermales en los cuales el resultado final dependerá principalmente de la composición de la roca de caja huésped, volcánicas, sedimentarias carbonatadas, ...

PRESENTACIÓN

Metalogénesis Andina; un principio básico...de donde vienen los metales!!!

La metalogénesis de la Cordillera de Los Andes está determinada por el marco tectónico que corresponde a un margen continental activo con subducción de corteza oceánica bajo el continente sudamericano.

Los Andes Centrales se consideran como un ejemplo clásico de un orógeno "simple" desarrollado en un margen convergente de placas.

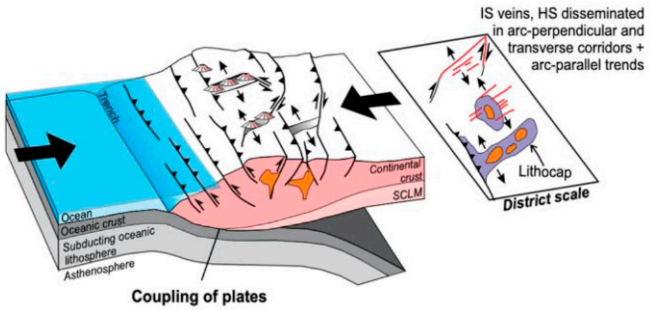
La característica distintiva de esta cordillera, respecto a otras cadenas montañosas en el mundo, es la existencia de un enorme volumen de rocas ígneas generadas a lo largo de su historia geológica conformando "una cadena montañosa magmática" y/o un "orógeno volcano-plutónico

El ambiente tectónico en el que la mineralización ocurre, corresponde a un margen convergente de placas o margen cordillerano, en un ambiente de supra-subducción es decir en un ambiente tectónico muy prolífico para el emplazamiento de depósitos de origen hidrotermal.

La mineralización en un ambiente de supra-subducción, está controlada por 3 factores principales:

- Magmatismo de Suprasubducción
- Estructuras Mayores y ..
- Tectónica de Placas

Magmatismo de suprasubducción



El magmatismo asociado a zonas de supra-subducción se presenta en un frente paralelo a la zona de subducción con actividad intrusiva y volcánica conformando un arco magmático .

En zonas de suprasubducción la actividad magmática volcano- plutónica es de composición calcoalcalina (arco magmático), siendo progresivamente más alcalinos hacia el interior continental. (Bolivia, Argentina).

Los magmas involucrados derivan de la fusión parcial del manto astenosférico, inducida esta por los volatiles y una pequeña proporción de magma que son liberados desde la placa oceánica en subducción, cuyas rocas son sometidas progresivamente a condiciones de mayor temperatura y presión al subductarse, sufriendo metamorfismo, formando nuevos minerales anhidros, más estables en condiciones de profundidad y liberando fluidos.

La adición de componentes volátiles a rocas del manto astenosférico, sometidas a alta temperatura y presión, resultan en su fusión parcial y los magmas basálticos así generados, ascienden debido a diferencia de densidad con las rocas que los contienen.

Procesos subsecuentes de diferenciación (cristalización fraccionada) y asimilación de rocas suprayacentes (contaminación cortical) , dan origen a las rocas volcánicas o intrusivas características de los arcos magmáticos.

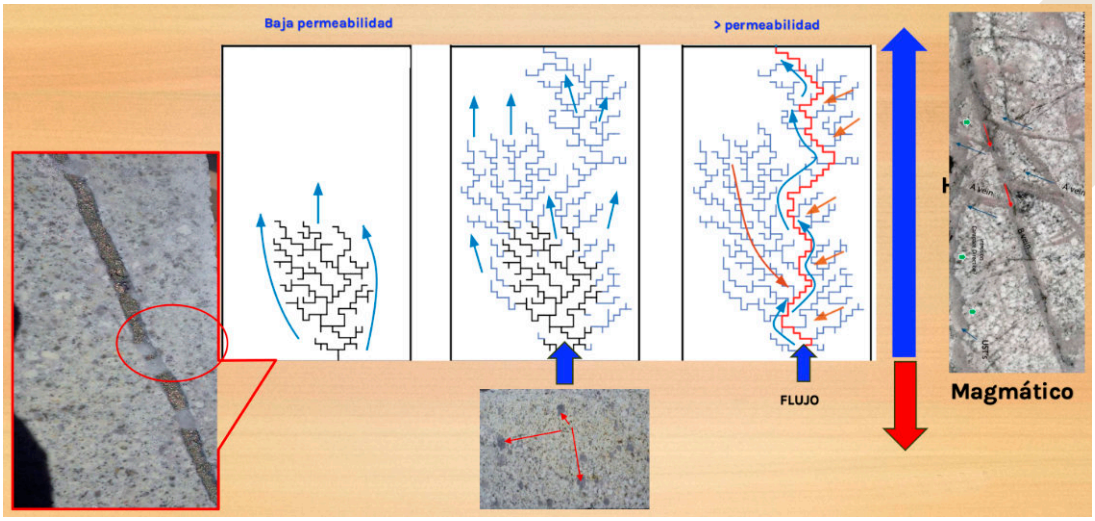
Entonces, el magmatismo aporta calor, fluidos y metales.

La fuente de los metales estaría relacionada entonces a la corteza oceánica subductada, a la cuña del manto astenosférico sobre la placa de subdución y a las rocas de caja a lo largo del camino de ascenso del magma y de los fluidos hidortermales circulantes

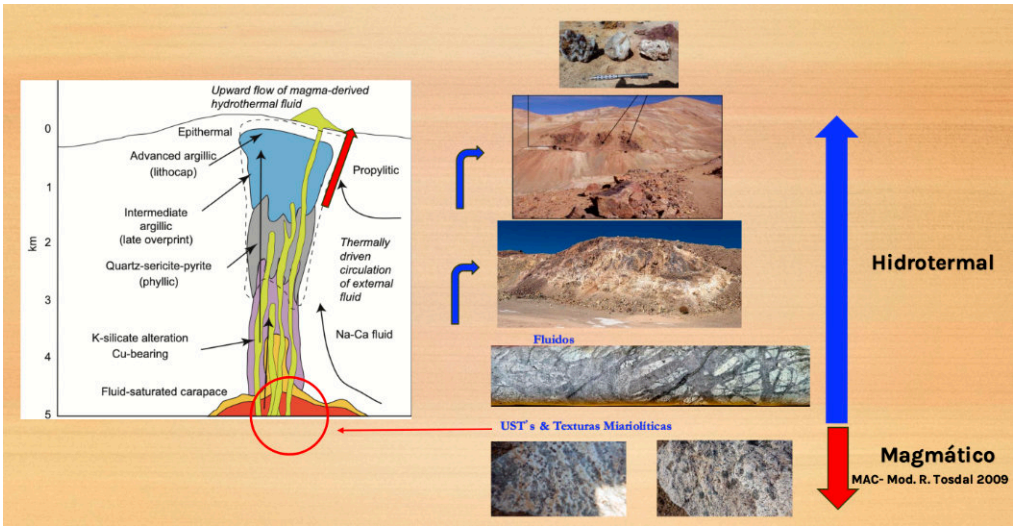
La mineralización formada en este ambiente es por lo tanto hidrotermal, asociada espacial y temporalmente a la actividad intrusiva o extrusiva de naturaleza calcoalcalina

Parámetros geológicos

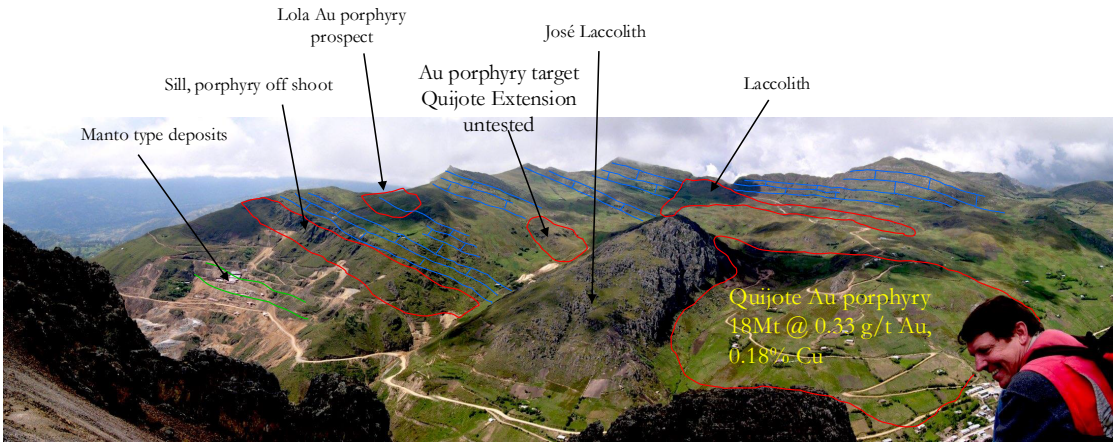
El camino inicial, el paso de un sistema magmático a hidrotermal



El Litocap controla el modelo !!!



Depósitos Estrato - Ligados, una definición morfológica ?? Qué dice el campo !!!



- Los depósitos del tipo estrato - ligados han sido definidos como cuerpos subhorizontales "tipo manto" y por su relación a cuerpos de brecha y vetas con mineralización importante de sulfuros de cobre y Au.
- Estos yacimientos ocurren en cuencas tectónicas o sedimentarias de subsidencia a lo largo de cinturones volcánicos calcoalcalinos en un ambiente de corteza continental (arco volcánico continental).
- Esta definición, generalmente empleada, corresponde a una descripción más bien morfológica, que genética.
- Históricamente este tipo de yacimientos han recibido el nombre de estrato ligados por estar comúnmente asociados, limitados y hospedados, en en secuencias de rocas volcánicas, ya sea en lavas o en sedimentos y donde la roca huesped puede corresponder a rocas carbonatadas, silico clásticas y en algunos casos intercaladas dentro de secuencias volcánicas.

- La relación sedimentos carbonatados - mineralización también ha sido descrita en los llamados depósitos tipo Carlin.
- Cuando el ambiente geológico es volcánico, la mineralización ocurre principalmente en lavas andesíticas porfiríticas y en cuerpos de brechas (hidrotermales?), comúnmente en zonas con texturas amigdaloidales de lavas o rellenando fracturas y también finamente diseminada en la masa fundamental.
- En el caso que las rocas huesped sea carbonática , calcarea y / o areniscas, la mineralización de sulfuros se encuentra diseminada y asociada a eventualmente con material orgánico.
- En los depósitos que se ubican en la franja de yacimientos definidos como del tipo estrato ligados, la presencia de diques, sills de intrusivos subvolcánicos y rocas intrusivas detectadas en profundidad llaman la atención por su posible relación genética con una fuente, magmática hidrotermal.

Históricamente se han especulado tres principales formas relacionadas a su génesis?

Caso Chileno

Origen metamórfico hidrotermal (Losert, 1973; Sato, 1984; Sillitoe, 1990). Los yacimientos se habrían formado por lixiviación del cobre contenido en la secuencia volcánica, durante los procesos de metamorfismo y se habría concentrado en sitios favorables controlado por estructuras, niveles porosos y/o intrusiones subvolcánicas. De acuerdo a esta postura los fluidos mineralizadores serían aguas metamórficas generadas por procesos de deshidratación durante el metamorfismo.

b) Origen hidrotermal asociado a intrusivos subvolcánicos (Espinoza, 1982, Espinoza et al., 1996; Chavez, 1985; Palacios, 1986). En esta postura los yacimientos estratoligados de cobre y la alteración hidrotermal que las afecta estarían directamente relacionados al emplazamiento de pequeños cuerpos intrusivos subvolcánicos (cuellos volcánicos (domos), filones-mantos, diques), que representarían los conductos del volcanismo Jurásico. El cobre y otros elementos habrían derivado del mismo magma que generó los intrusivos, pero estos en general no presentan mineralización económica

c) Vivallo y Henriquez (1998) plantearon, en base a una comparación química e isotópica, que los depósitos estratoligados de cobre en rocas volcánicas del jurásico tendrían un origen hidrotermal común con vetas mesotermales de cobre del Jurásico Medio a Superior emplazadas en batolitos Jurásicos de la Cordillera de la Costa de Antofagasta Chile

Y los tipo Carlin ??? ; Estrato Ligados???

En los depósitos tipo Carlin, la mineralización de oro se produce en un complejo sistema estructural en el que dominan convergencias de pliegues, fallas y litologías favorables. Brechas (de disolución ???) hidrotermales, se emplazan a lo largo de fallas normales y fallas inversas reactivadas, a veces descritas como brechas tectónicas. Las Brechas presentan fragmentos de diques del Eoceno, pero también son cortadas por ellos.

Johnston y Ressel (2004), Ressel y Henry (2006) y Johnston et al. (2008) proponen que el tipo Carlin ((diseminated gold deposits) que ocurren especialmente en Nevada, están espacialmente asociados con intrusiones ígneas y que los plutones más grandes emplazados a profundidad, “posiblemente”, proporcionaron una fuente de calor prolongada durante un período de >4 Ma durante el Eoceno para mejorar la circulación hidrotermal en los distritos de oro durante la mineralización.

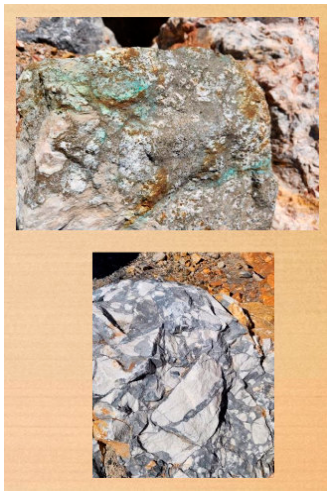
Y esos fluidos hidrotermales de donde vinieron ??

En esta conferencia discutiremos evidencias de campo que relacionan, desde el punto de vista genético y no morfológico, la existencia de estos yacimientos relacionados a eventos magmáticos - hidrotermales en los cuales el resultado final dependerá principalmente de la composición de la roca de caja huésped, volcánicas, sedimentarias carbonatadas, ...

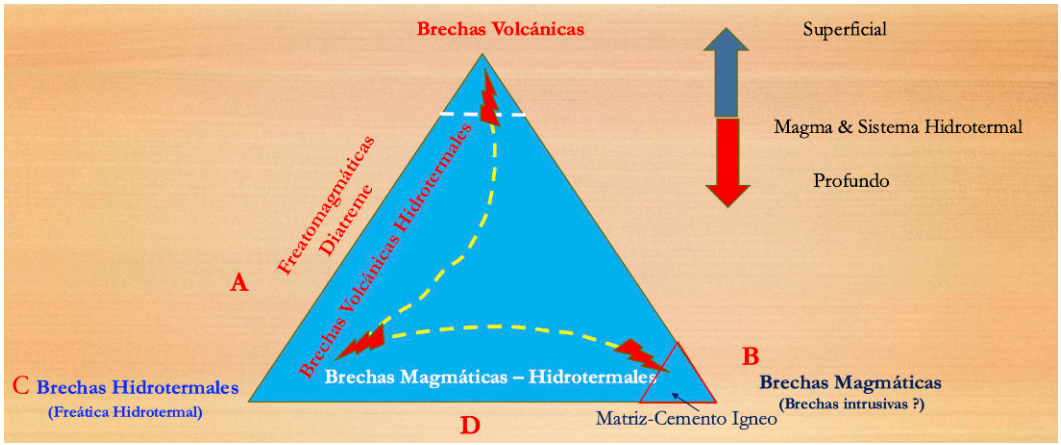
Mineralización en núcleo y charlena, sin –emplazamiento de la mineralización

Permeabilidad un parámetro esencial

Brechas, freato magmáticas, brechas freáticas hidrotermales , en un estrato ligado ??



Las Brechas, a menudo aparecen en los depósitos estrato ligados... COMO INTERPRETAR!!! R



Depósitos definidos como del tipo Estrato - Ligados descritos en México

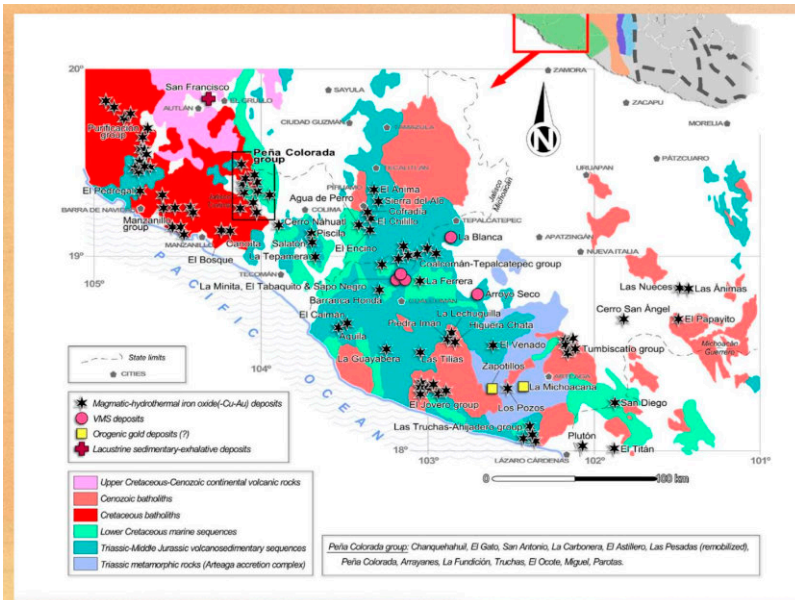
Una sola referencia

En México los depósitos del tipo estrato ligados contienen metales bases, Pb, Zn, Cu barita, fluorita , emplazados en rocas sedimentarias.

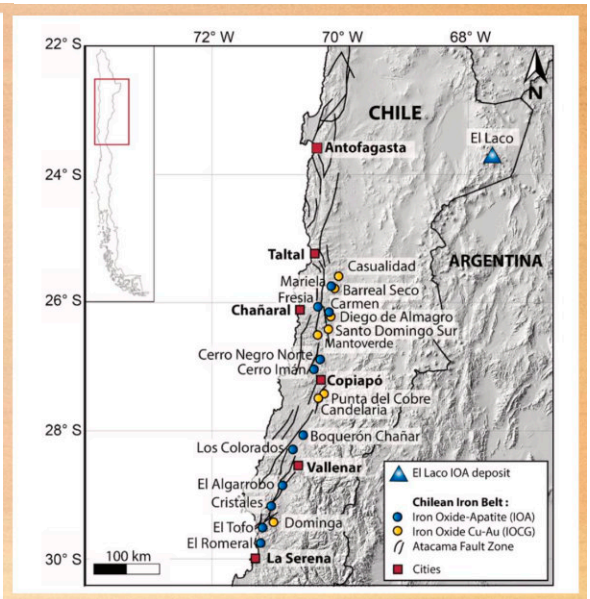
Se han descrito:

- Depósitos de cobre en areniscas rojas :Chihuahua.
- Depósitos de tipo Mississippi Valley (MVT):Fluorita y celestita en la región de San Luis Potosí a Coahuila.
- Depósitos de sulfuros masivos vulcanogenéticos: San Nicolás (Durango) y Francisco I Madero (Zacatecas).
- Depósitos sedimentario-exhalativos: Molango (Hidalgo) y El Boleo (Baja California Sur)
- Depósitos Tipo IOA (Iron oxide Apatite) ?? Colima

Depósitos definidos como del tipo IOCG (IOA ?) son en parte Estrato-Ligados ?
Su relación de génesis con actividad Magmática Hidrotermal
Mexico - Chile

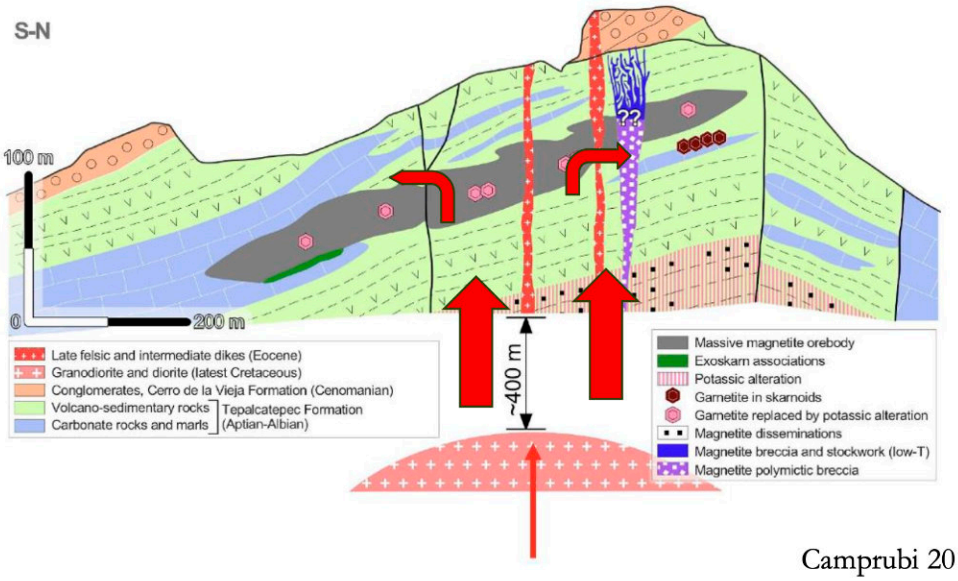


Camprubi 2018



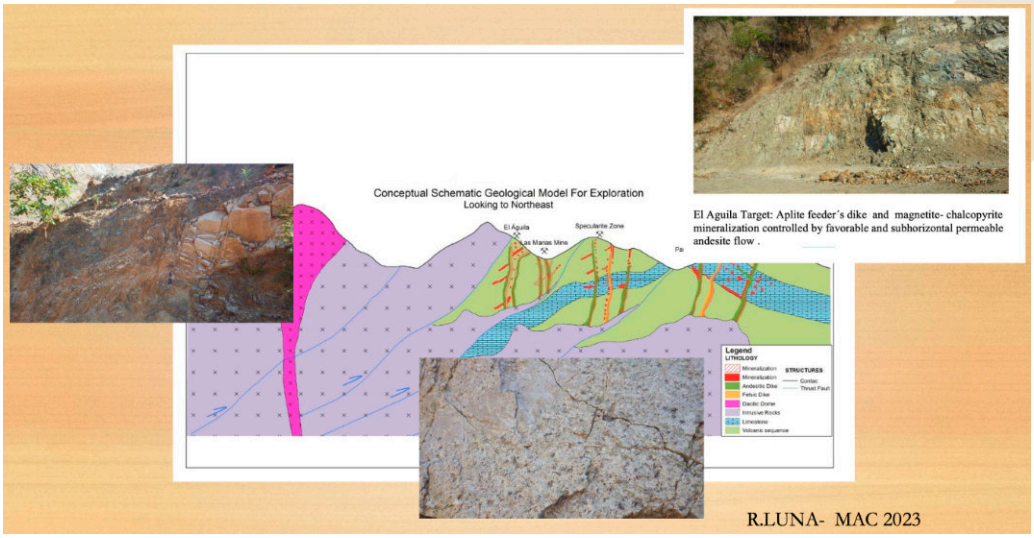
in G.Palma 2020

Estrato Ligados (IOA) México, su relación genética con actividad Magmática Hidrotermal

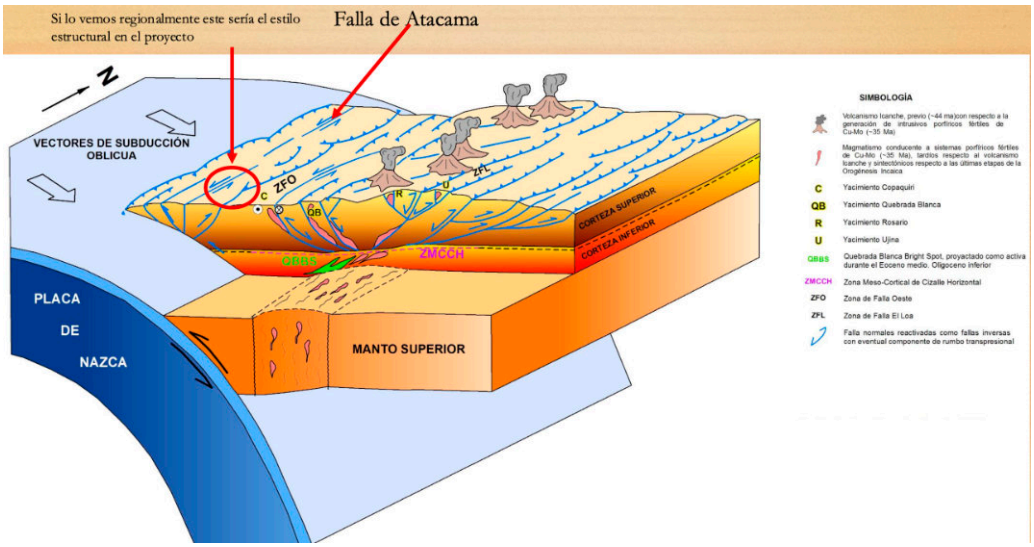


Camprubi 2018

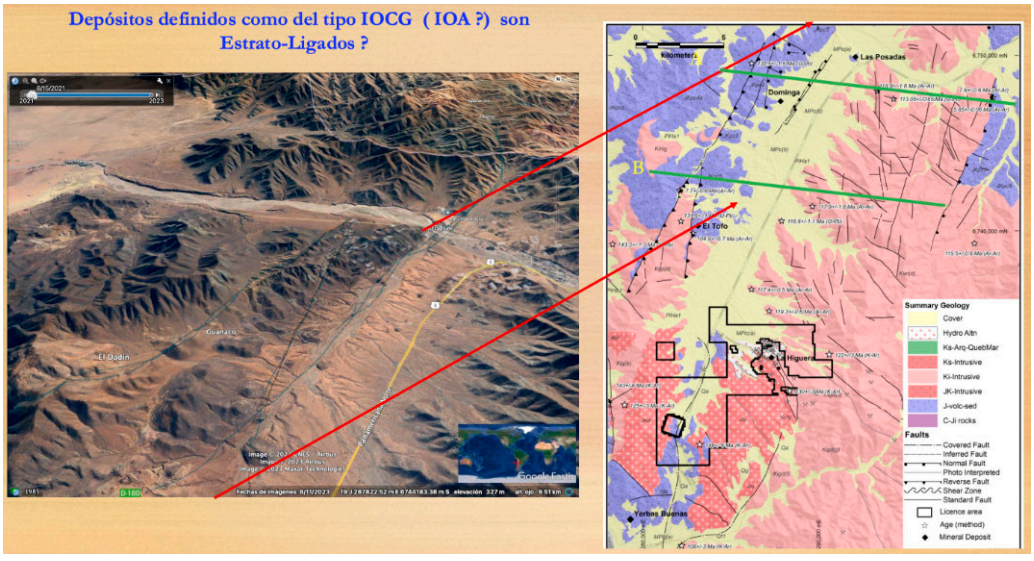
(IOA –IOCG) México- Su relación de génesis con actividad Magmática Hidrotermal



(IOA –IOCG) - Su relación de génesis con actividad Magmática Hidrotermal
Referencia a Chile

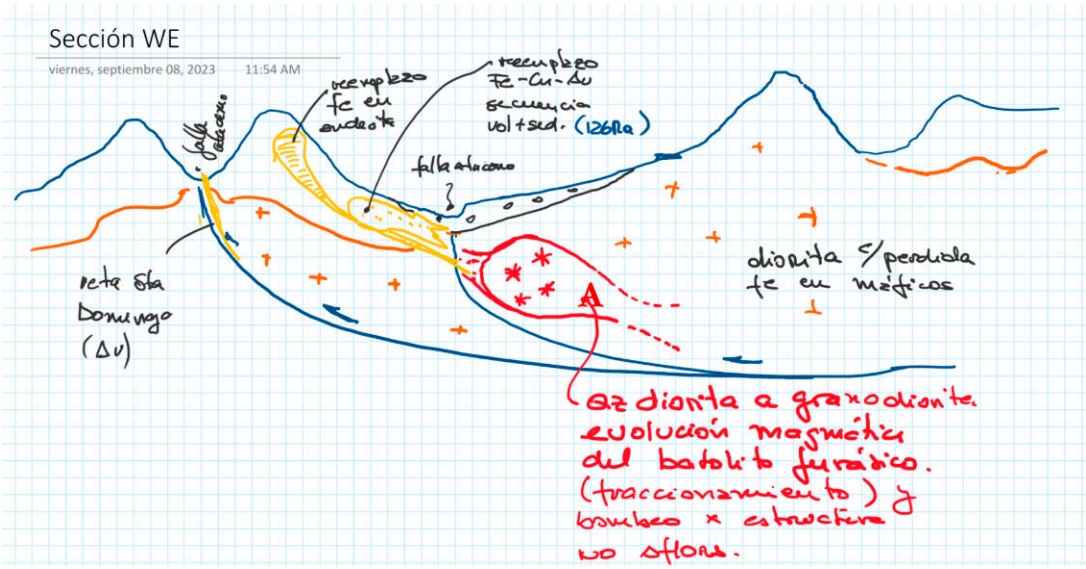


Depósitos definidos como del tipo IOCG (IOA ?) son Estrato-Ligados ?



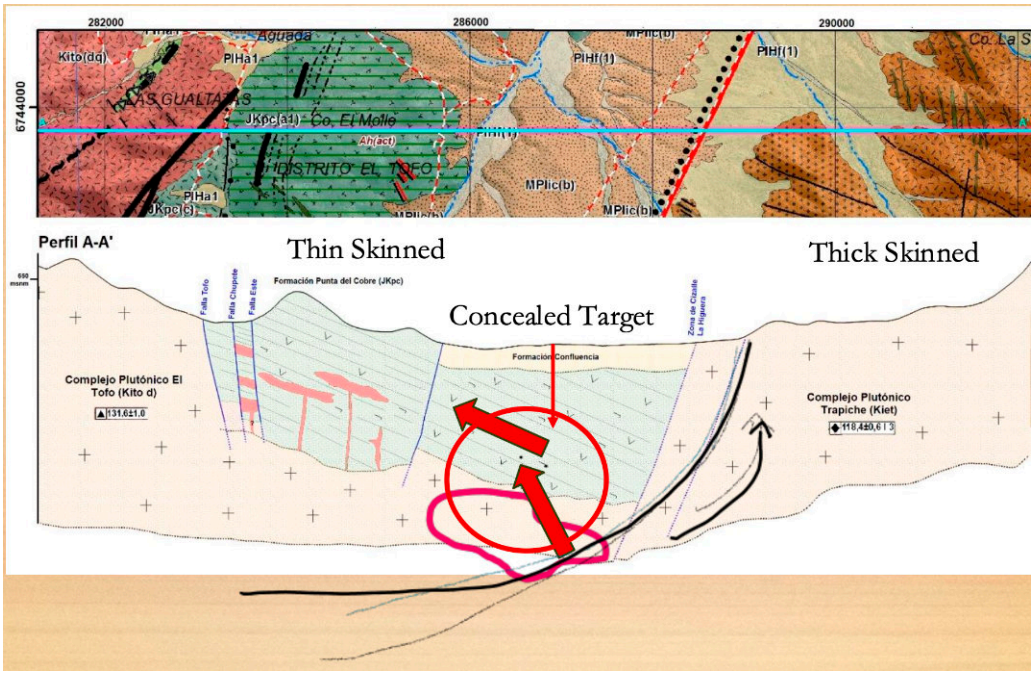
Depósitos definidos como del tipo IOCG (IOA ?)
Estrato-Ligados ? y los fluidos de donde vienen!!!!

A

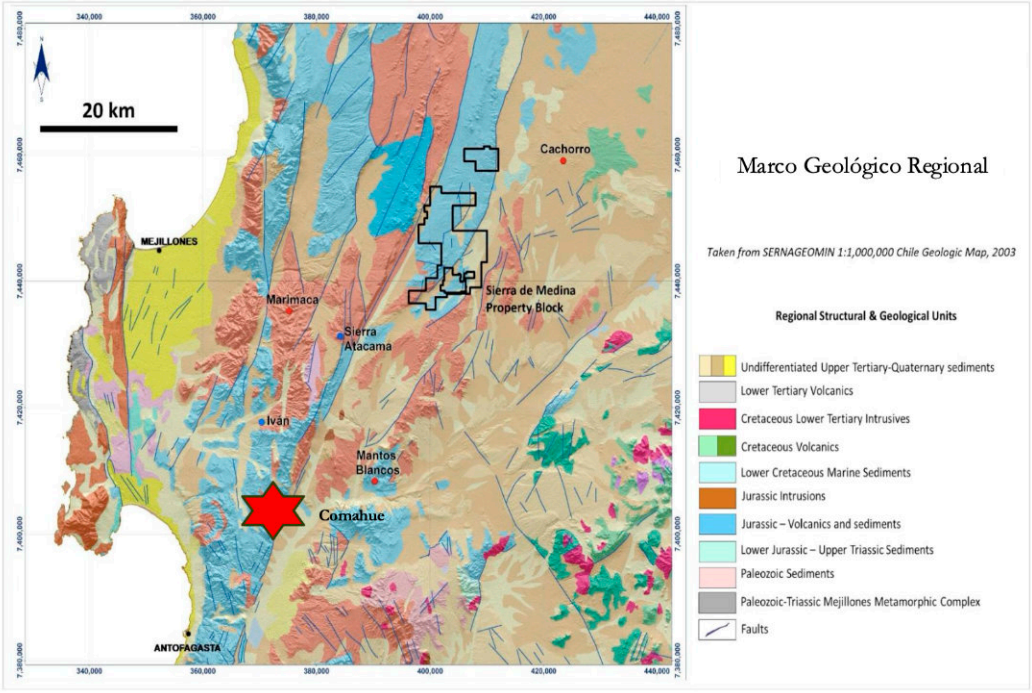


Depósitos definidos como del tipo IOCG (IOA ?)
Estrato-Ligados ?

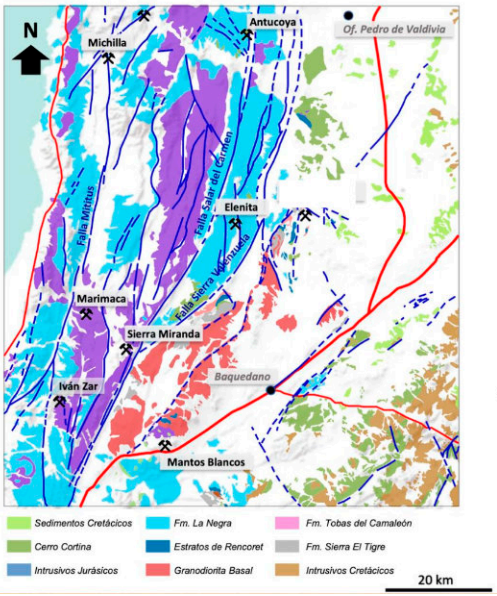
B

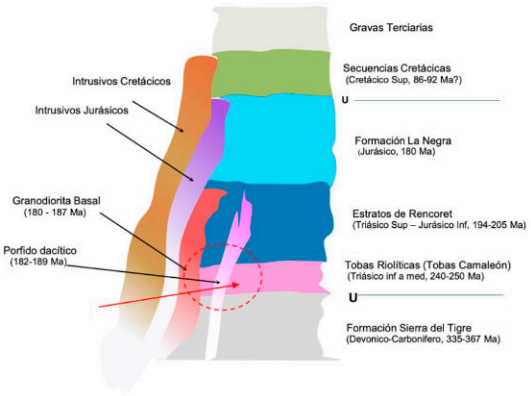


Depósitos Estrato Ligados, norte de Chile Casos de Estudio

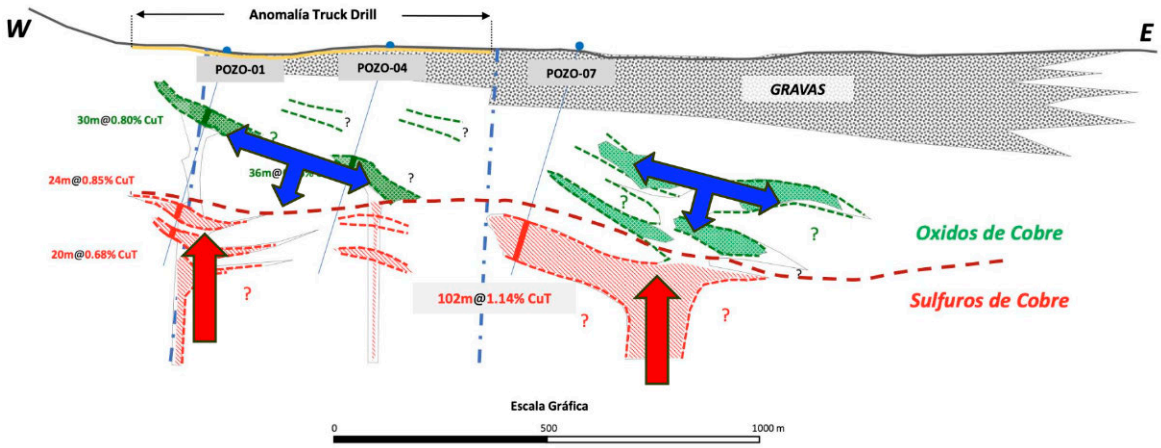


Depósitos Estrato Ligados, norte de Chile-control estructural - litológico

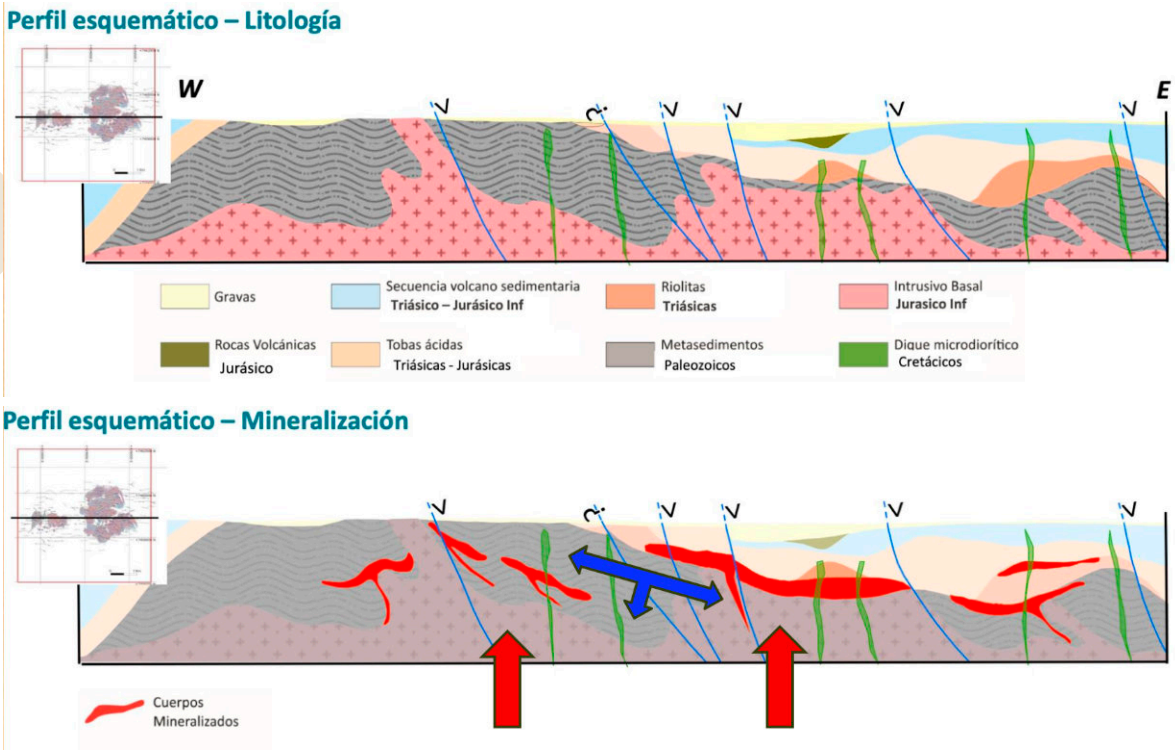




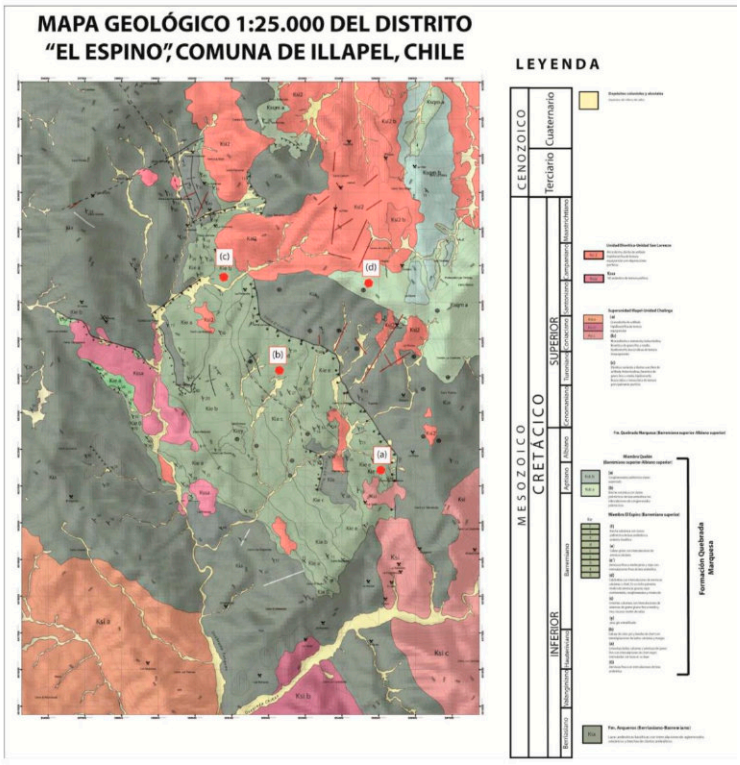
Depósitos Estrato Ligados, Control estructural, Fuente de los metales ??



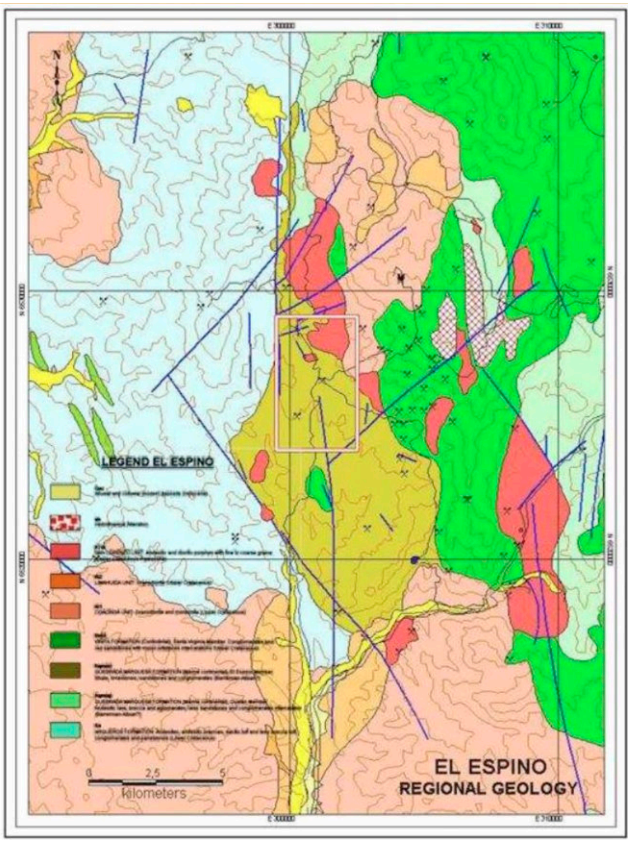
Depósitos Estrato Ligados, norte de Chile, control litológico, fuente intrusiva

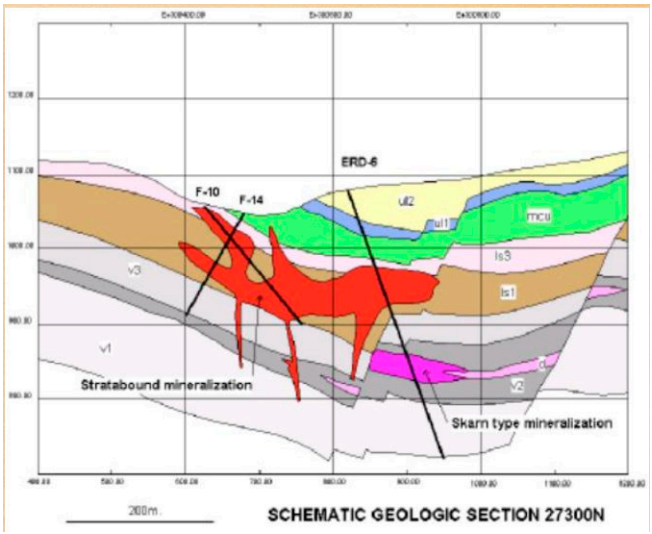


IOCG y su relación con un sistema pórfido?

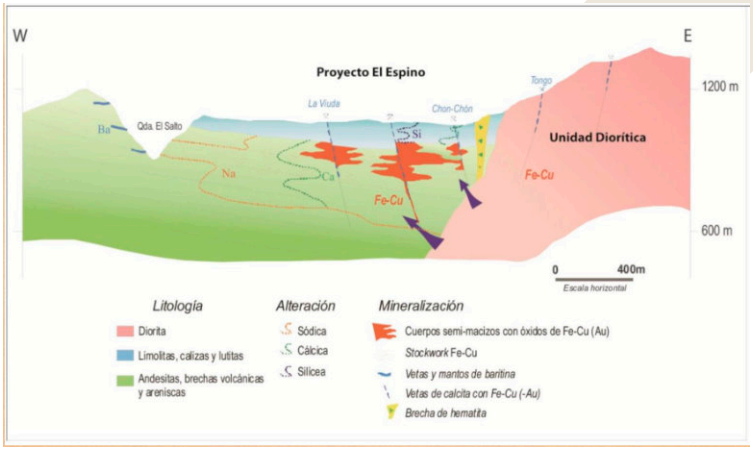


Control litológico y la fuente ??

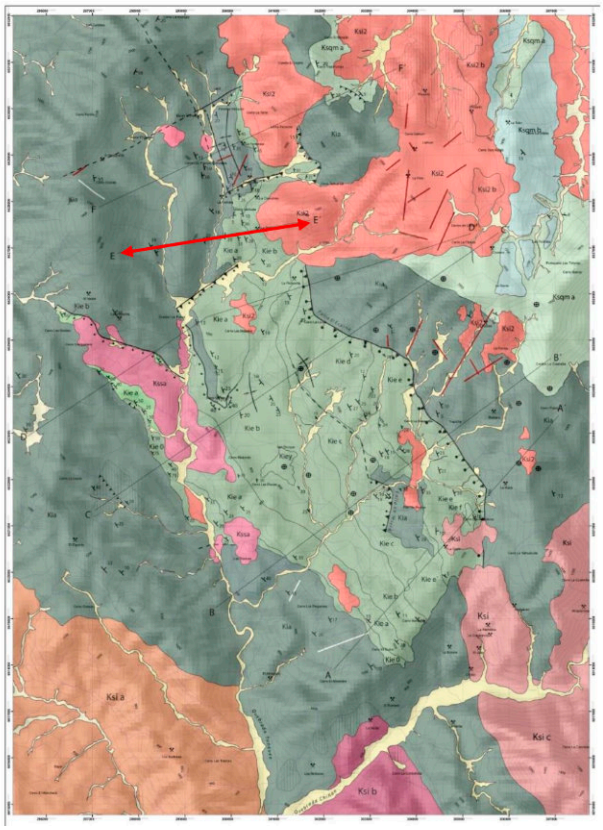


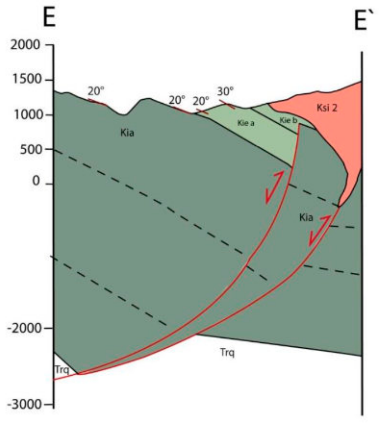


Depósitos Estrato Ligados, norte de Chile, intrusivos cercanos !!! , pórfidos , una relación ??

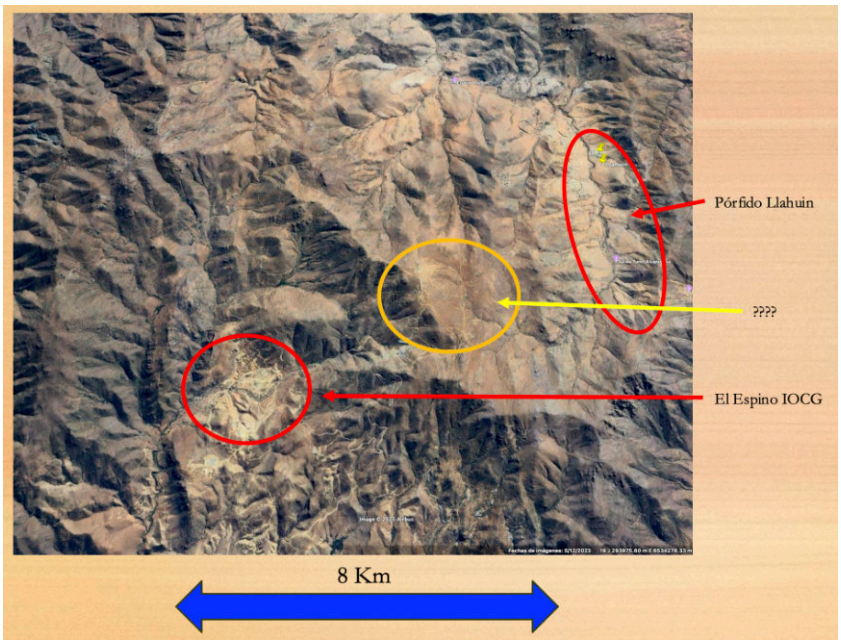


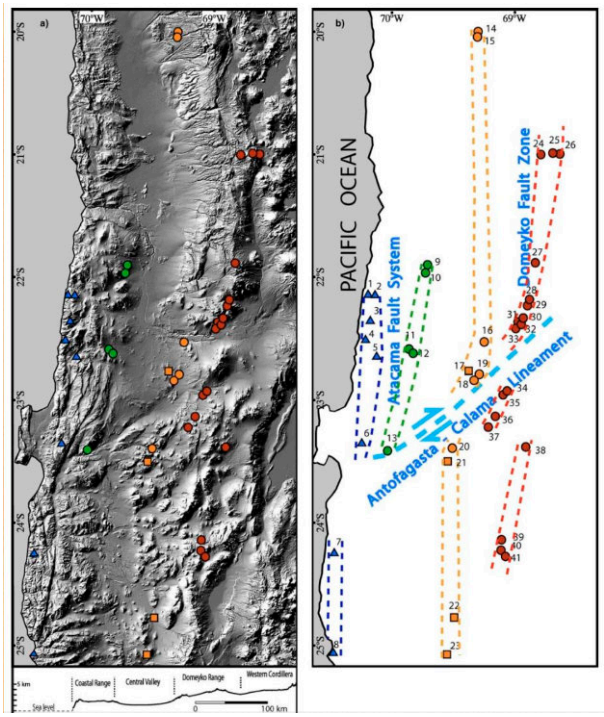
Falla inversa , vergente al este, fase compresiva, y los pórfidos??



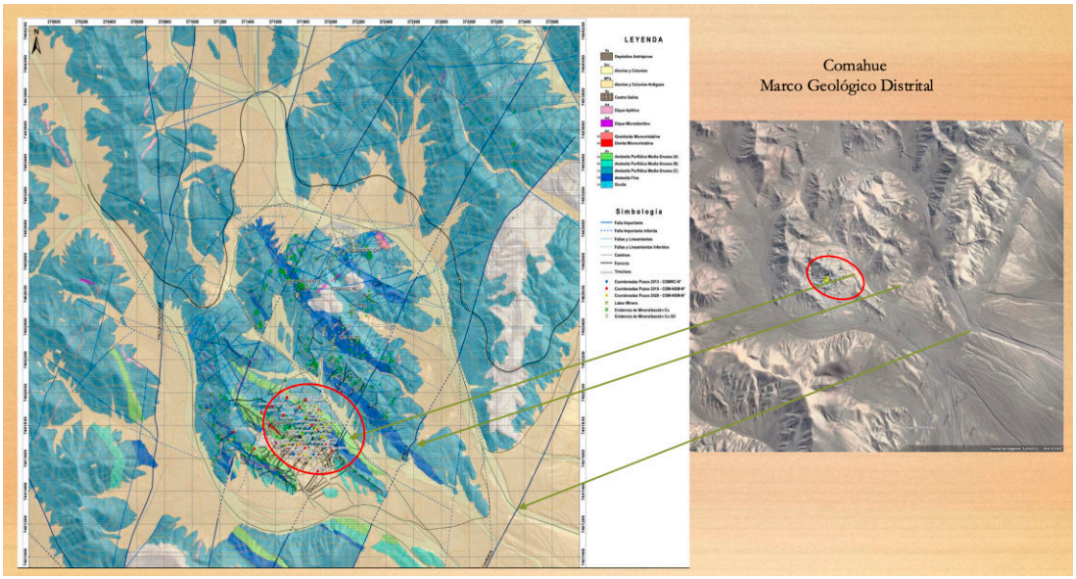


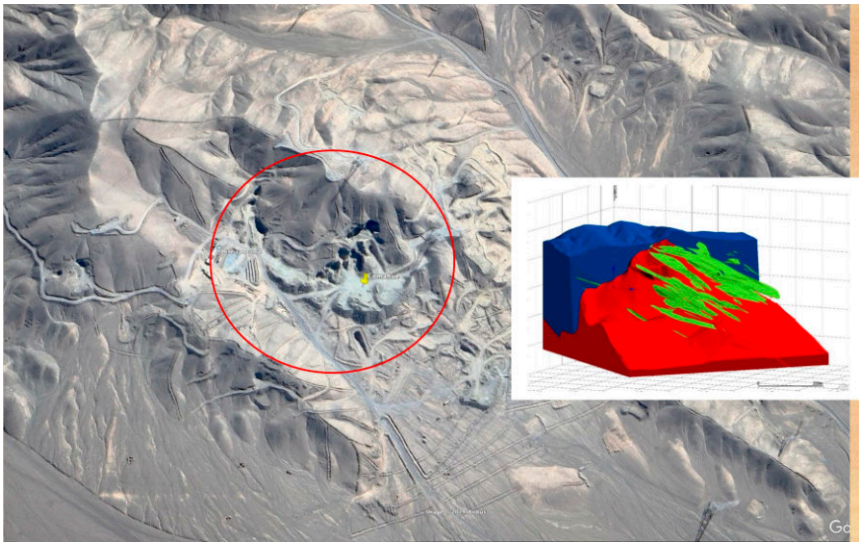
Depósito tipo IOCG – Link ??? – Pórfido de Cu-Mo-Au





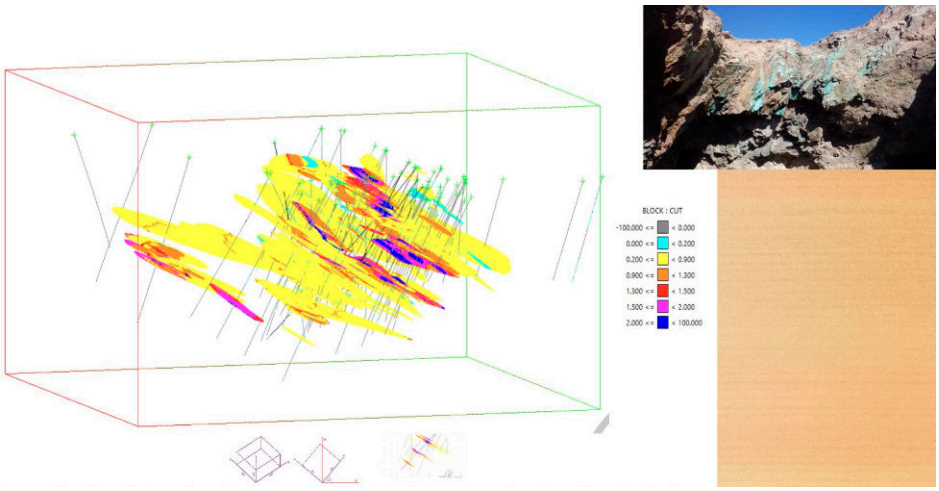
Estructuras mayores en facies compresivas permiten emplazamiento de cuerpos intrusivos

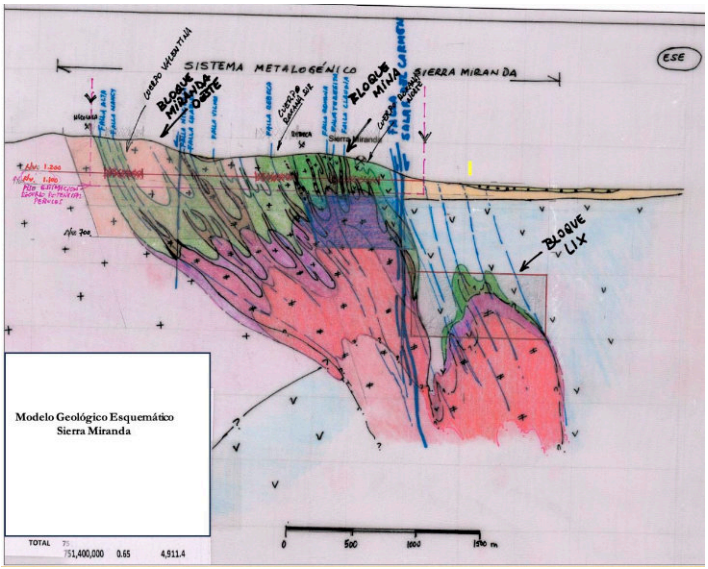




CuOx productos de alteración supérgena , controlados por niveles permeables-volcánicas

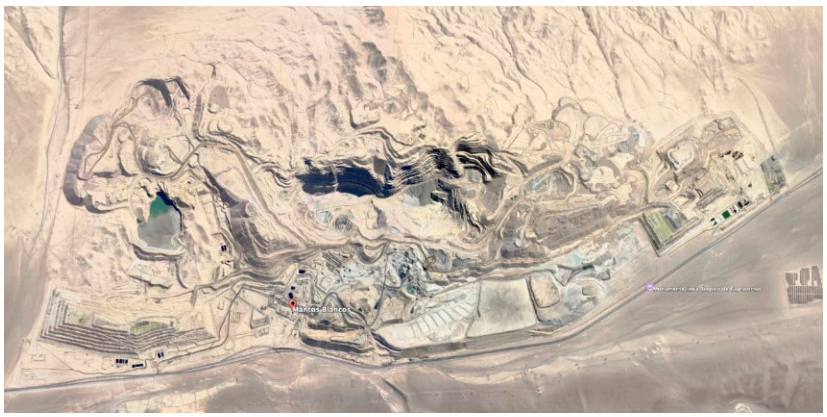
Mineralización controlada por niveles permeables

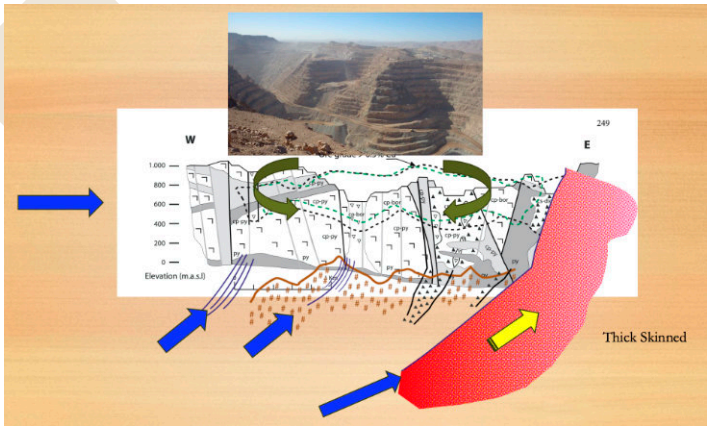


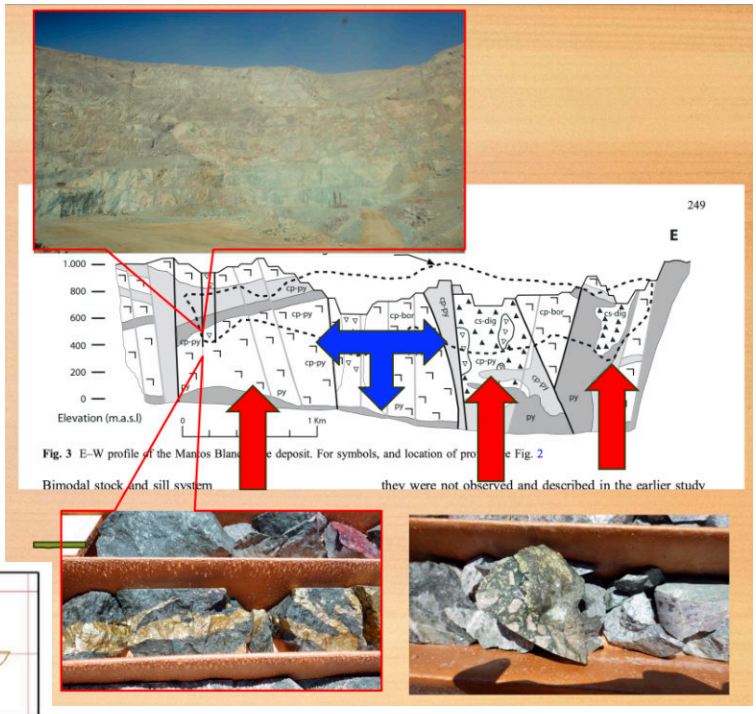


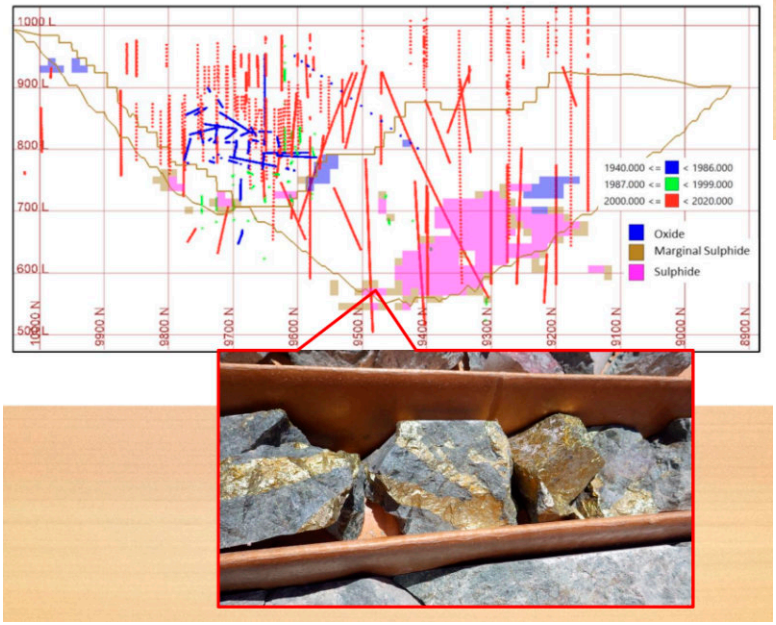
Modelo geológico sección esquemática, control estructural en el emplazamiento de cuerpos intrusivos

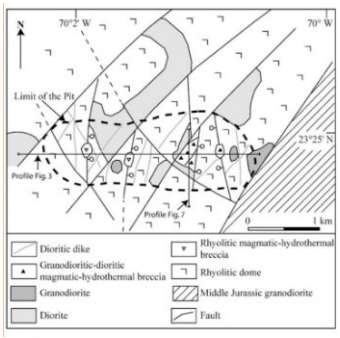
Histórico Yacimiento definido como Estrato - Ligado



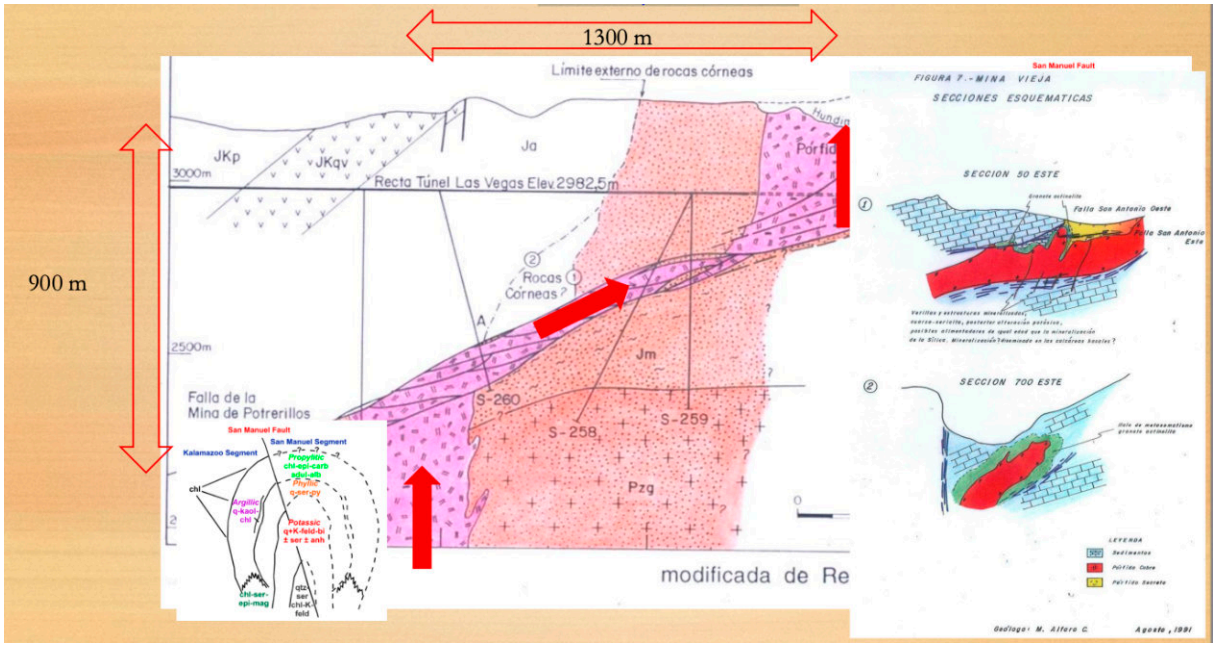




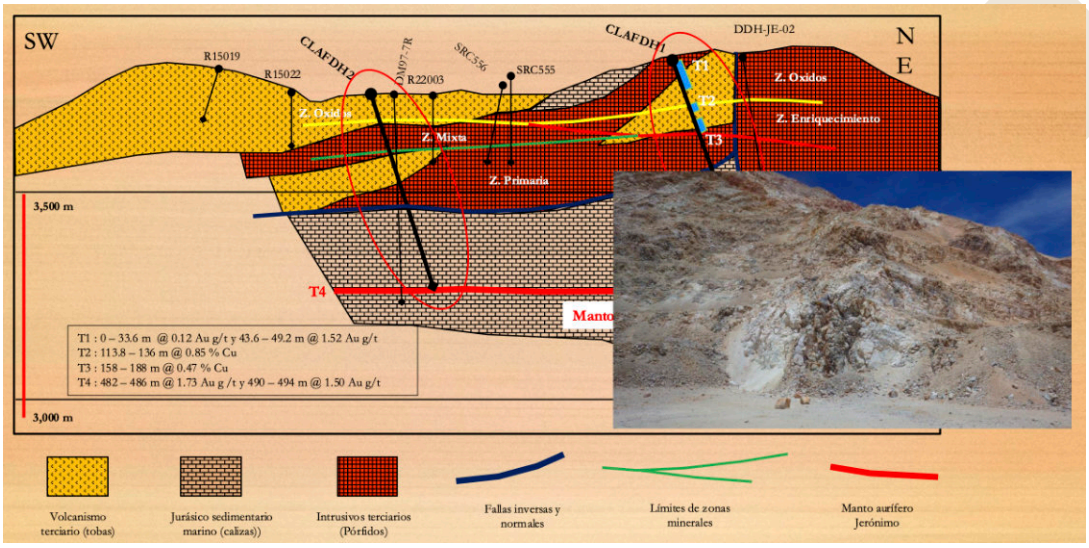




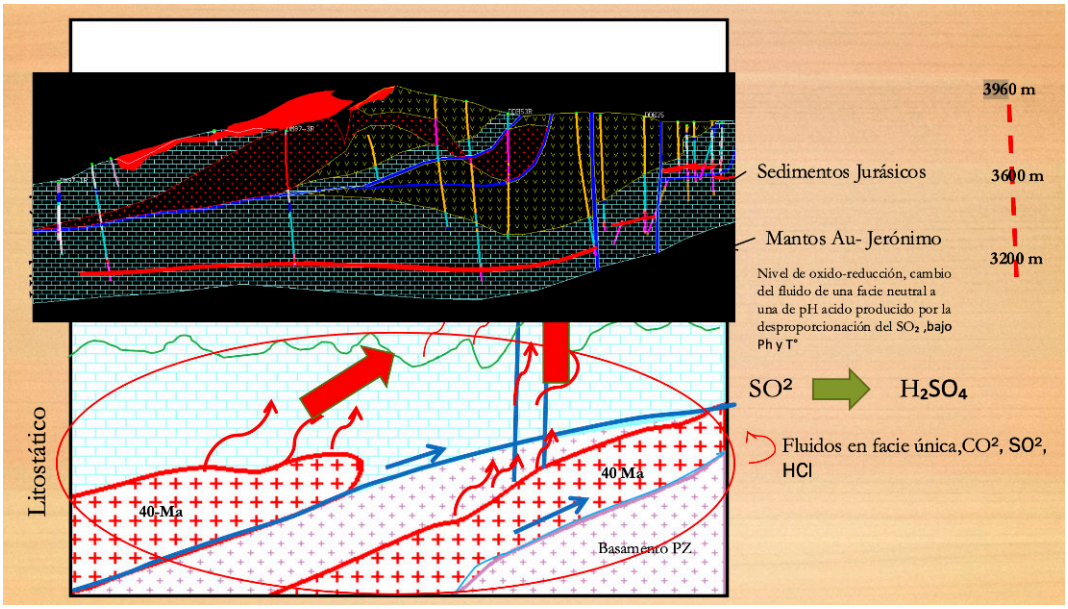
Mina Vieja - Potrerillos

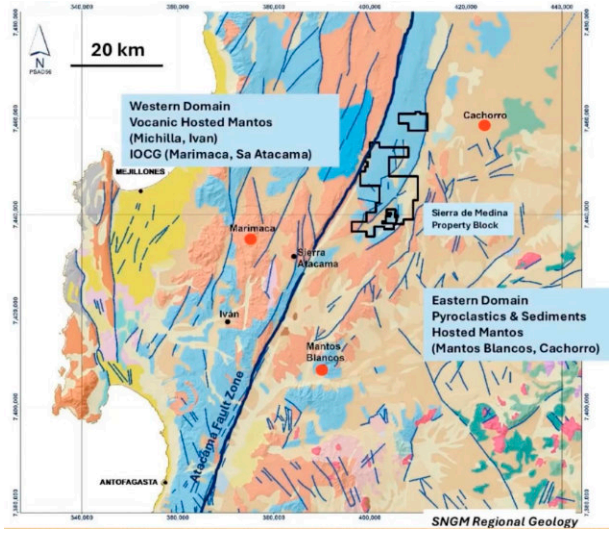


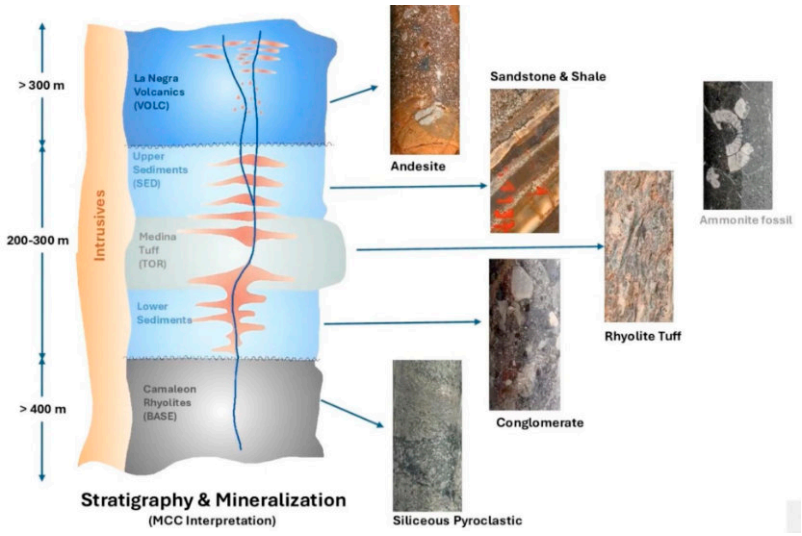
Modelo Carlin ? ; volcánicas piroclásticas sobreyaciendo a unidades carbonatadas

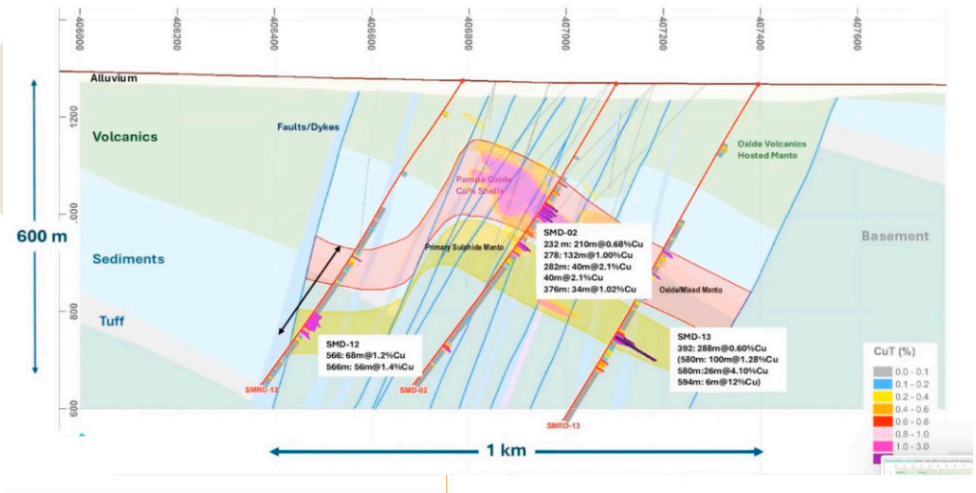


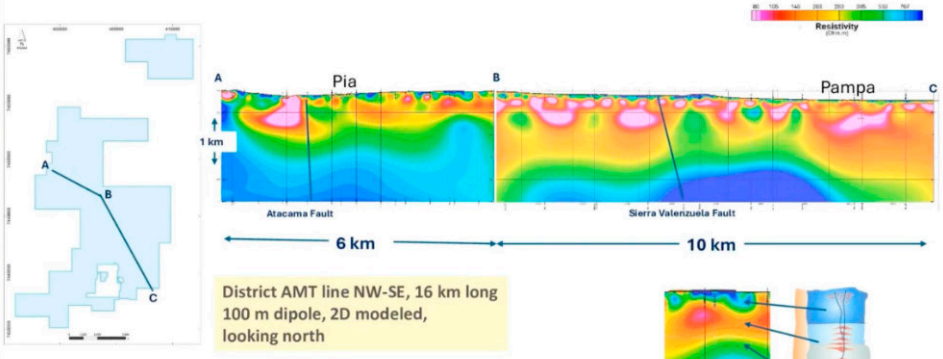
Modelo Carlin ?? - pórfido link!!) un modelo que contrasta con la evidencia de campo



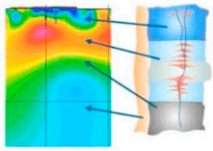






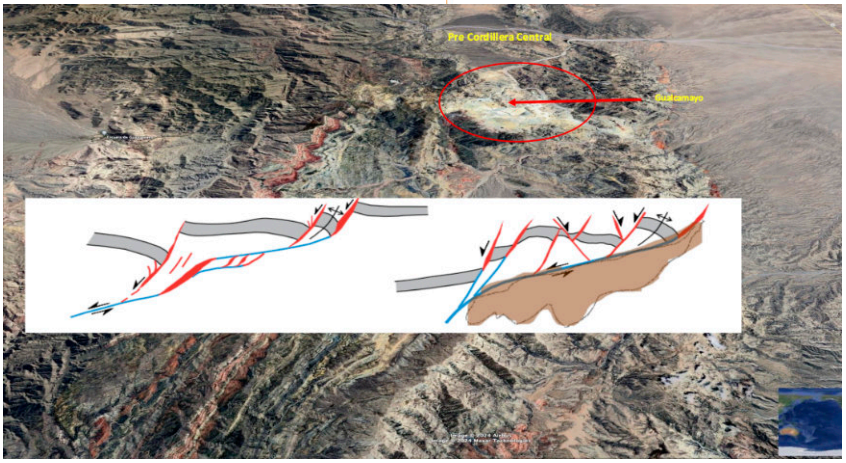


District AMT line NW-SE, 16 km long
100 m dipole, 2D modeled,
looking north



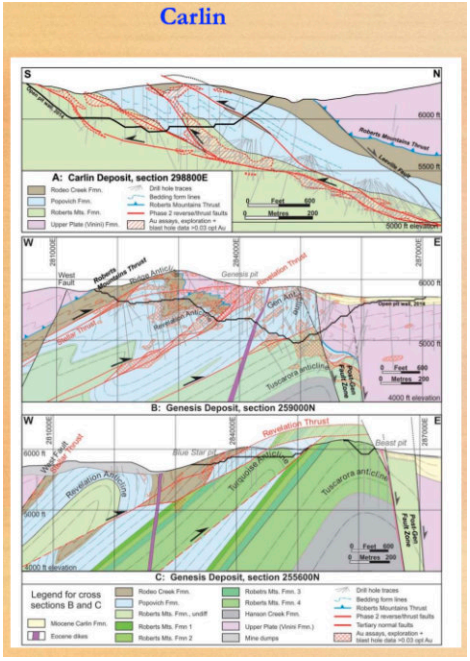
Tentative Stratigraphy v/s Resistivity correlation

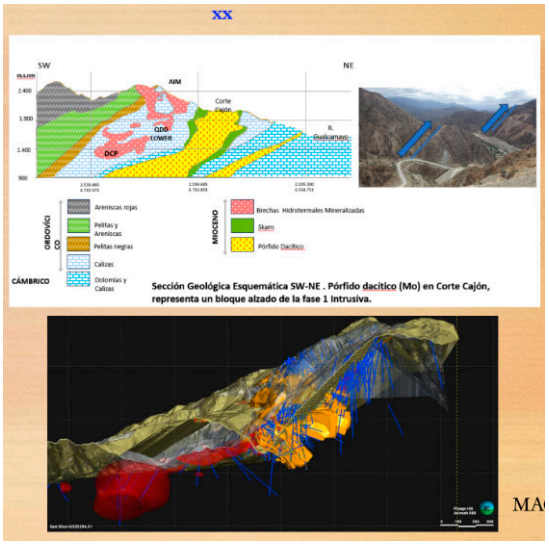
25



Vista al norte; Marco geológico estructural con vergencia al este indicando proceso de alzamiento, control estructural y emplazamiento de intrusivos en una facie estructural compresiva

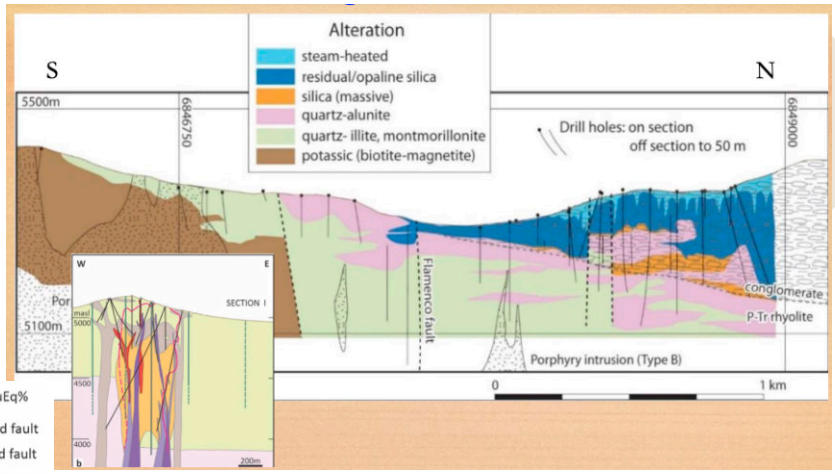
Similitudes estructurales

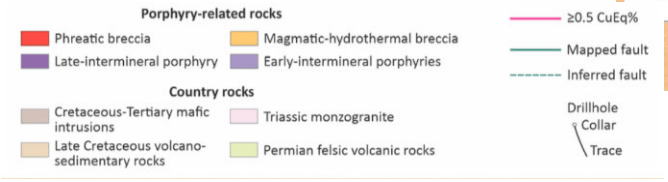




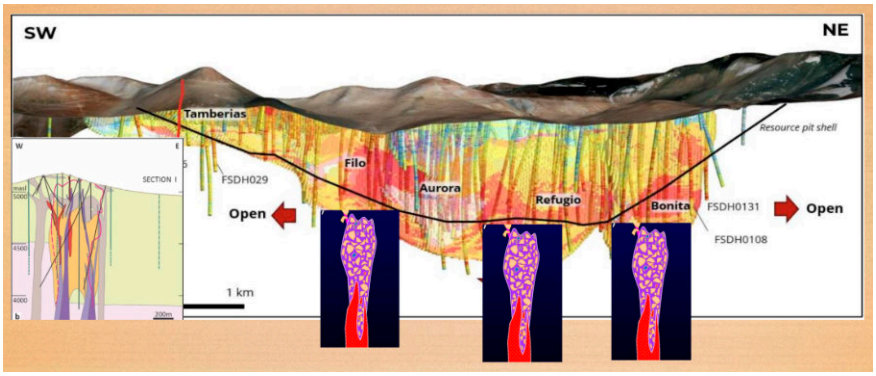
Litocap: Rocas Volcano Sedimentarias

Filo del Sol
Vista al noroeste
Litología & Alteración

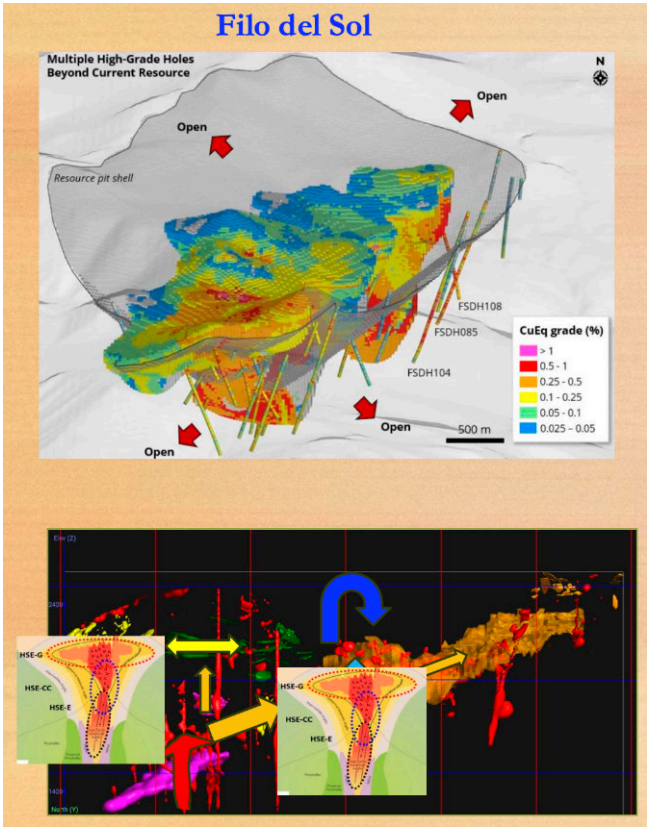


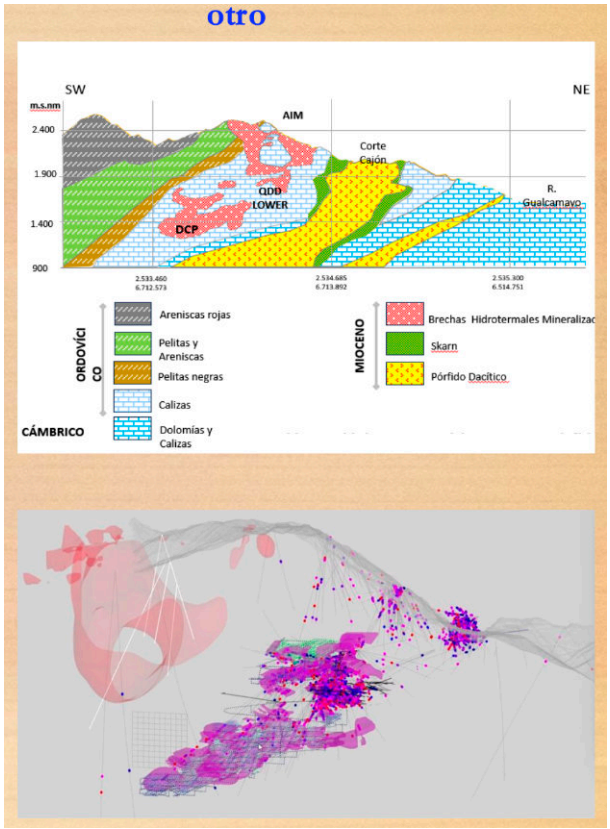


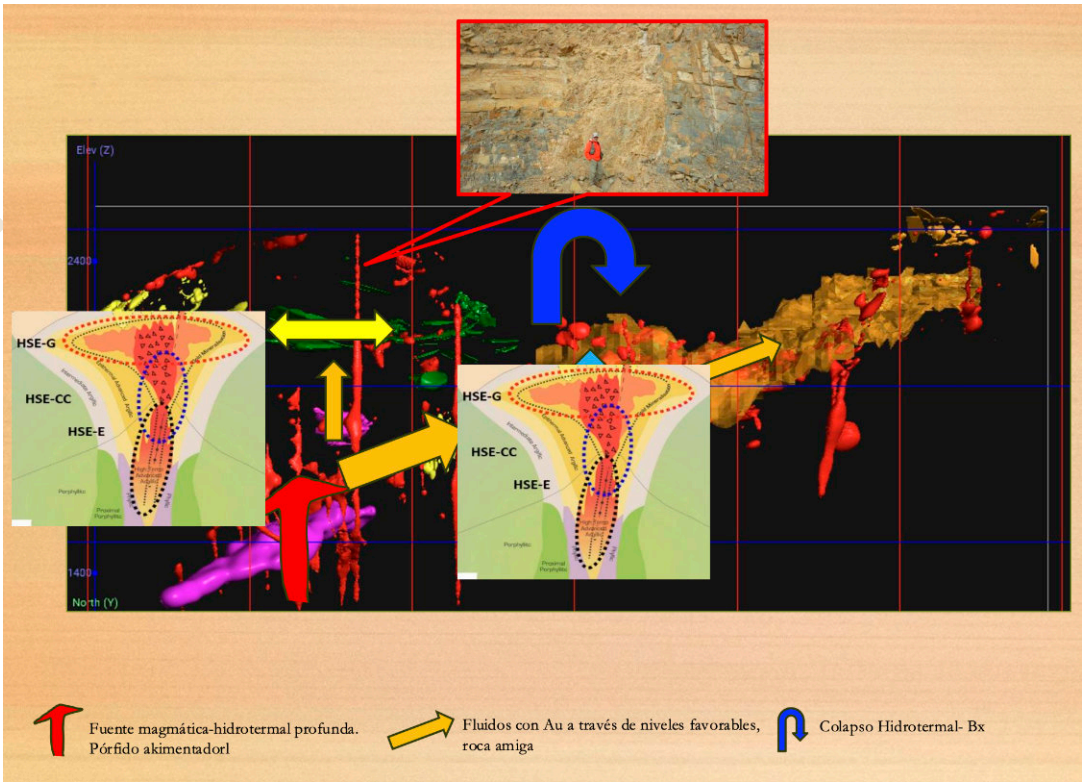
Modelo; Filo del Sol

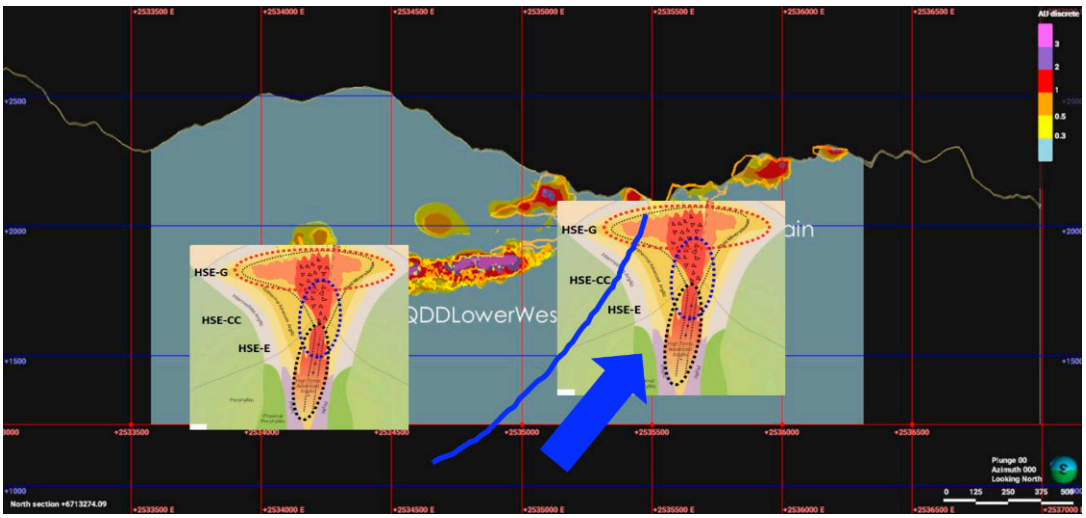


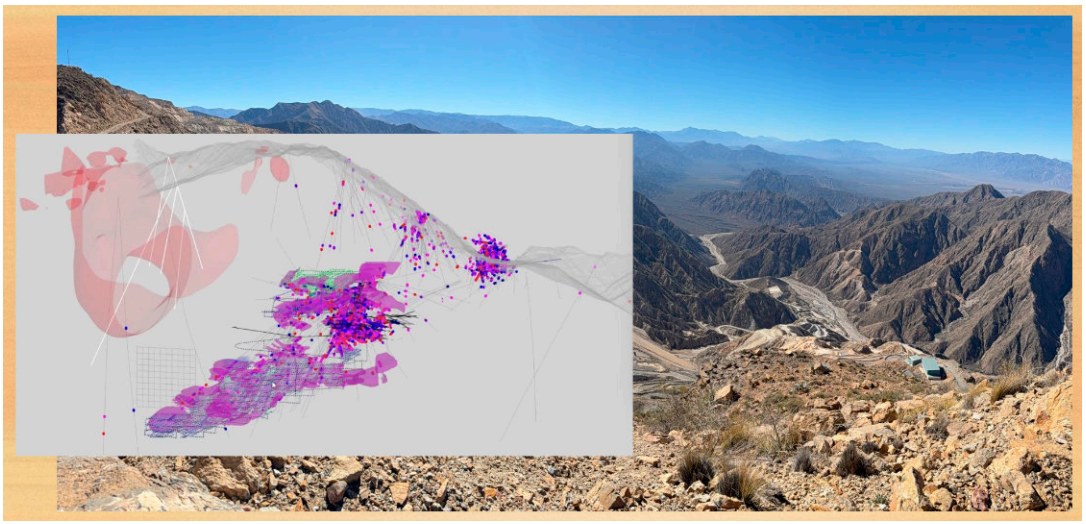
Modelo; Filo del Sol – Carlin ?
Litocap distinto





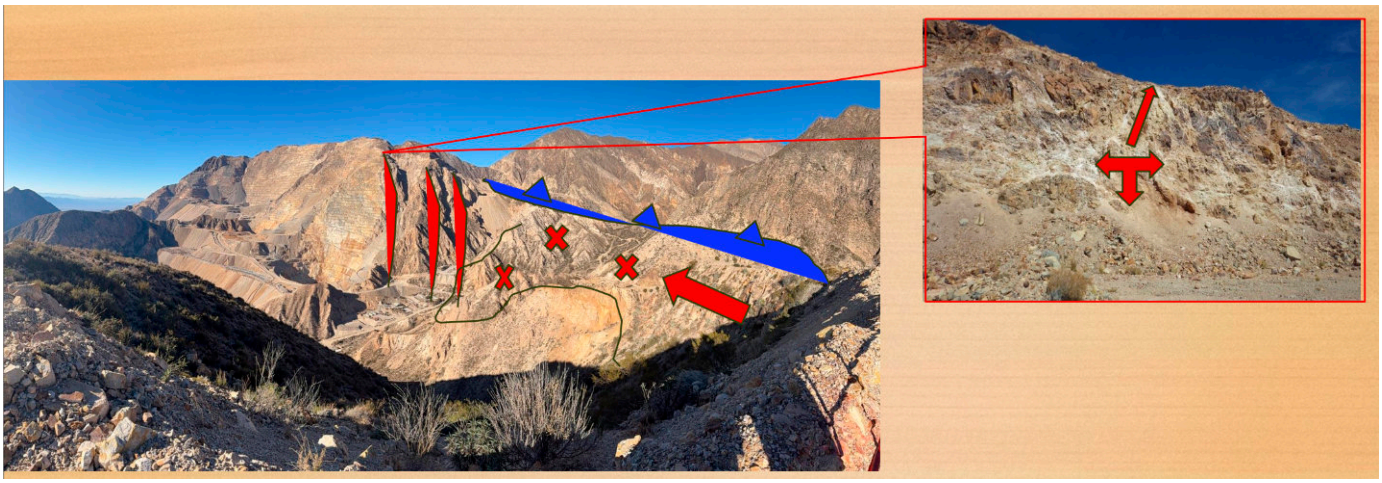

Elev (Z)
2400
1400
North (Y)
HSE-G
HSE-CC
HSE-E
HSE-G
HSE-CC
HSE-E
Fuente magmática-hidrotermal profunda. Pórfido akimentadorl
Fluidos con Au a través de niveles favorables, roca amiga
Colapso Hidrotermal- Bx


HSE-G
HSE-CC
HSE-E
HSE-G
HSE-CC
HSE-E
North section +6713274.09



Crystal Mush– diques alimentadores Estrato Ligado ?

Mirando al Sureste



Conclusiones

Las evidencias de campo son cada vez más concluyentes para señalar que es la eficiencia de los procesos mineralizadores ligados al magmatismo y no el contenido metálico de las rocas fuentes o rocas de caja los que determinan las características metalogénicas de los arcos cordilleranos.

La existencia de épocas discretas de mineralización, en algunos casos caracterizadas por la generación de depósitos gigantes de cobre-molibdeno , como en el caso de Los Andes , reflejan períodos de tiempo geológicos en los que se generaron magmas capaces de alcanzar niveles poco profundos de la corteza y con composiciones adecuadas como para generar sistemas hidrotermales mayores.

Además, probablemente existían condiciones geológicas favorables muy específicas en la corteza durante el mismo período., condiciones dinámicas y siempre cambiantes de la tectónica de placas

Volvamos al campo, habrán sorpresas

Hasta la próxima, si el tiempo lo permite

EXPLORACIÓN GEOÉLECTRICA EN LA MINA CERRO PRIETO. SONORA, MÉXICO.

JESÚS GALVÁN-PINEDA*[1],
OMAR TADEO-NEVAREZ[2],

[1] Servicio Geológico Mexicano (SGM), Subgerencia de geofísica terrestre. Pachuca, Hidalgo.
[2] Minas de Oroco Resources S.A. de C.V. Mina Cerro Prieto. Cucurpe, Sonora.
*Autor para correspondencia:
jesusgalvan@sgm.gob.mx

RESUMEN

La mina Cerro Prieto se encuentra al norte del estado de Sonora, en el municipio de Cucurpe a 150 kilómetros al noreste de la capital Hermosillo. Esta unidad minera pertenece a Minas de Oroco Resources S.A. de C.V., filial de Goldgroup. La mina está en operación desde 2013 y continúa realizando exploración para seguir con sus actividades.

La búsqueda de nuevos sitios de extracción es fundamental para darle continuidad a las labores mineras. Por lo que el departamento de geología de la mina está en constantes búsqueda de nuevos sitios para aumentar sus reservas y continuar con la explotación de los recursos.

Este trabajo describe de manera general una de las metodologías utilizada por la mina Cerro Prieto, que en años recientes ha permitido incrementar la certidumbre de la existencia de recursos minerales. Estos trabajos le corresponden principalmente al área de exploración de la mina, que se encarga de recabar la información geológica, geoquímica y topográfica. Los resultados obtenidos se integran con información de resistividad y polarización inducida, misma que está basada en los resultados del área de exploración geológica.

Integrada esta información se realiza un análisis, lo que lleva a proponer si la zona estudiada es viable para realizar barrenos exploratorios. Una vez obtenidos los resultados de la barrenación, se discuten nuevamente para valorizar la viabilidad del proyecto y poder desarrollar la actividad minera. En caso de que el área no sea conveniente se revaloriza la información y se desiste de los trabajos o se queda como futura reserva.

La geofísica es parte fundamental ya que orienta la barrenación. La parte resistiva se correlaciona con las zonas de vetas, fracturas, fallas conjugadas y zonas de cizallamiento con relleno de MnO_2, óxidos de fierro y vetas de cuarzo calcedonia.

La polarización inducida se ha interpretado una correlación a las zonas de argilización y/o alimentadores, fallas con gouge y zonas arcillosas.

SUMMARY

The Cerro Prieto mine is located in the northern part of the state of Sonora, in the municipality of Cucurpe, approximately 150 kilometers northeast of Hermosillo, the state capital. This mining unit is operated by Minas de Oroco Resources, a subsidiary of Goldgroup, and has been in operation since 2013. Exploration activities are ongoing with the objective of extending the life of the mine.

The search for new extraction sites is essential to ensure the continuity of mining operations. Therefore, the mine's geology department is continuously seeking new areas to increase mineral reserves.

This document provides a general overview of one of the methodologies employed by Cerro Prieto mine in recent years, which has significantly improved the certainty regarding the presence of mineral resources. The exploration department is responsible for collecting geological, geochemical, and topographic data, which is then integrated with geophysical information derived from resistivity and induced polarization studies. These studies are based on the results gathered by the geology team.

Once all this information is consolidated, a thorough analysis is carried out to assess the viability of the area and determine whether exploratory drilling should be undertaken. The results are then reviewed to evaluate the project's feasibility and to decide whether to proceed with mining activities. If the area is deemed non-viable, the data is reassessed to determine whether to abandon the site or retain it as a potential future reserve.

INTRODUCCIÓN

La compañía minera Cerro prieto solicitó al Servicio Geológico Mexicano la realización de un estudio geofísico con la aplicación del método de resistividad eléctrica y polarización inducida, como parte de una sexta etapa de exploración geofísica para el área de Reyna, con el objetivo de establecer por medio de los datos de resistividad y cargabilidad, las zonas de mayor concentración de Manganeso (Mn) sobre estructuras tipo veta de cuarzo-manganeso-calcita con evidencia de una correspondencia de Oro-manganeso (Au-Mn).

La mina Cerro Prieto está localizada a 150 km de la ciudad de Hermosillo. Se encuentra al Noreste del municipio de Cucurpe, estado de Sonora; es una mina a cielo abierto operada por Minas de Oroco Resources S.A de C.V. filial de Goldgroup Mining.

Los trabajos de campo se llevaron a cabo del 03 al 25 de marzo de 2025, realizándose un total de 06 líneas de Tomografía Eléctrica en el área Reyna; las líneas tienen una extensión de 470 m de longitud. Se utilizó un arreglo electródico de dipolo-dipolo con una abertura entre los electrodos de a=10 m. La profundidad máxima de investigación fue de 100 m al centro del estudio.

Las líneas fueron propuestas por el área de geología de exploración (Ing. Omar Tadeo Nevarez), en base a la información geológico – estructural y geoquímica que sustentaron los trabajos de geofísica por parte de la mina Cerro Prieto elaborados en el año 2023. Los resultados de resistividad y cargabilidad del subsuelo nos permitió comprender mejor el comportamiento de las zonas mineralizadas que reporta el departamento de geología de exploración, adicionalmente se pudo determinar el comportamiento de unidades geoeléctricas susceptibles a barrenación.

METODOLOGÍA

La metodología que se ha empleados en los años recientes en la mina Cerro Prieto, para determinar nuevas áreas prospectivas consistieron en las siguientes actividades; definir los rasgos estructurales, descripción de la litología, obtener los resultados de geoquímica de los muestreos obtenidos. Todos estos trabajos son analizados por el área de la mina. Esto para proponer áreas de interés que requieran ser estudiadas por geofísica. Una vez obtenido estos datos, el área de geología determina la perforación y poder determinar si es viable la extracción del material.

La figura 1 nos muestra un diagrama de la metodología de trabajo elaborada en la mina, para poder ejecutar nueva exploración de barrenos exploratorios que nos permiten comprobar la existencia de los materiales que se encuentran en la zona prospectiva. Y poder desarrollar nuevos frentes de obra minera.

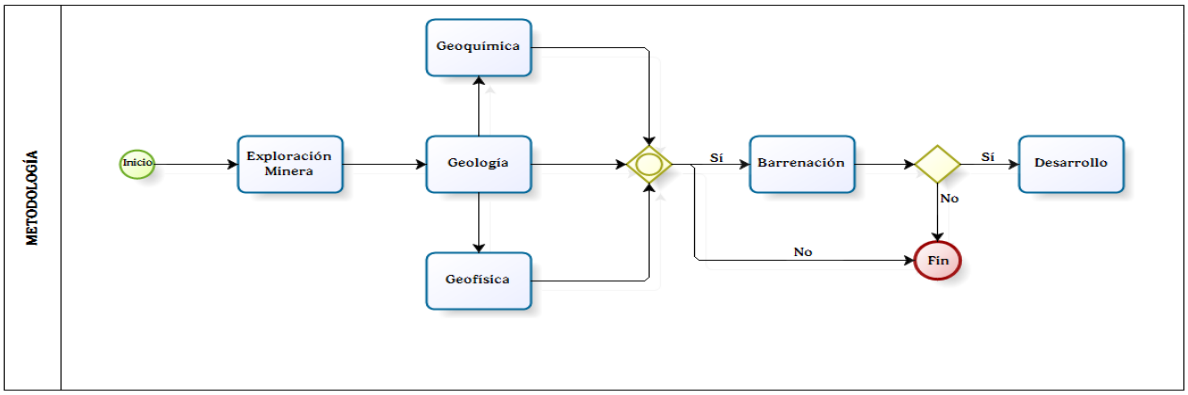


Figura 1.- La metodología para la prospección de recursos minerales en la unidad minera Cerro Prieto. Partiendo por la actividad de incrementar recursos minerales o abrir nuevos frentes de obra minera. La geología es la base de nuestras actividades, ya que representa el punto de partida para realizar las actividades de geoquímica y geofísica. Una vez obtenido estos tres resultados se define la barrenación. Si esta última actividad sale favorable y las condiciones económicas lo permiten se desarrolla la actividad.

RESULTADOS

El mapa de la figura 2 muestra el planteamiento de las líneas de resistividad a partir de la información geológica y geoquímica adquirida durante la etapa de exploración. Se plantearon 7 líneas de Tomografía eléctrica de las cuales en este trabajo se presenta los resultados obtenidos.

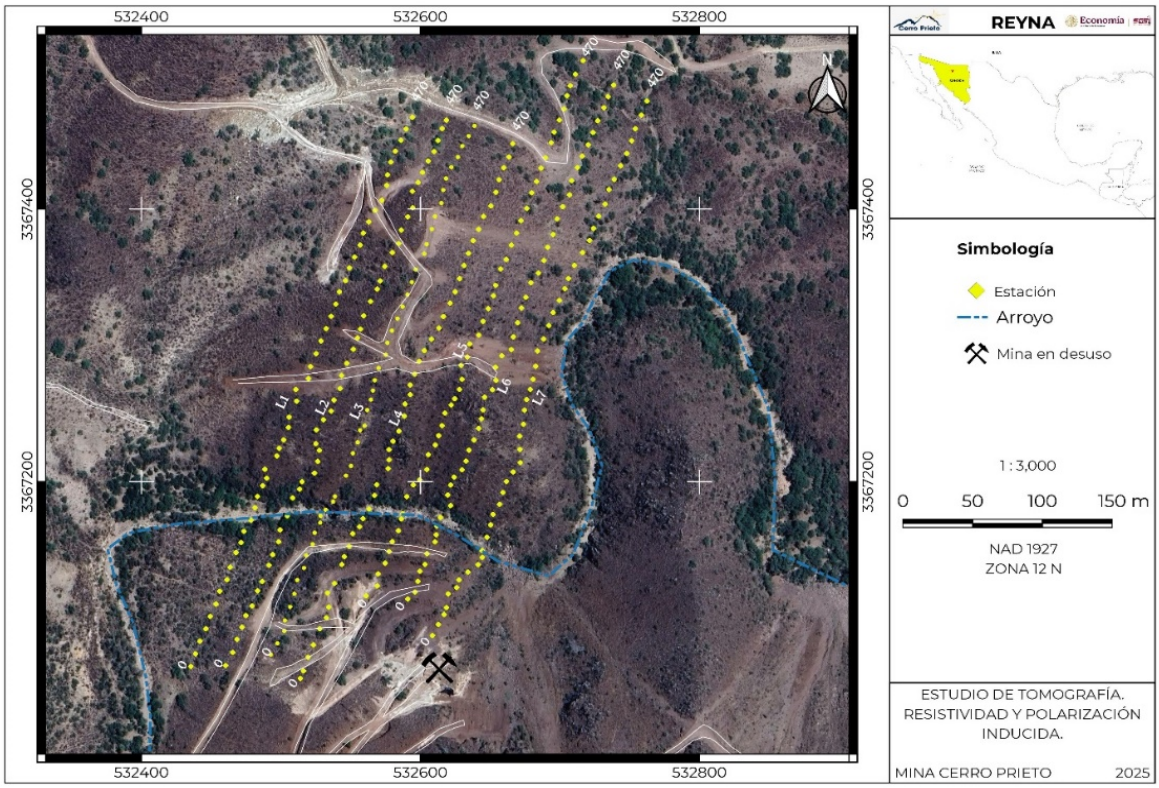


Figura 2.- muestra la ubicación de las líneas realizadas en la mina Cerro Prieto, área Reyna.

Los trabajos realizados en años anteriores de tomografía eléctrica (resistividad y cargabilidad), han podido comprender de una mejor manera el comportamiento de la mineralización y poder tomar decisiones cruzadas con los resultados de geología, geoquímica, geofísica y barrenación diamante. En la figura 7, se puede observar los resultados de la resistividad eléctrica.

GEOLOGÍA.

En el proyecto Reyna la litología está compuesta principalmente por una brecha volcaniclástica de clastos angulosos a subredondeados y en una matriz de ceniza de composición andesítica de edad Cretácico tardío. La roca es de color café ocre con tonalidades a un café claro, gris rojizo y donde en zonas aparece impregnada de óxidos de manganeso es café oscuro.

En la parte oeste del proyecto Reyna aflora una unidad constituida por conglomerados polícmiticos y areniscas. Con intercalaciones de Tobas riolíticas de ceniza arcillosa que pertenece a la formación Baucarit. La edad de esta secuencia es de Mioceno +-23 Ma.

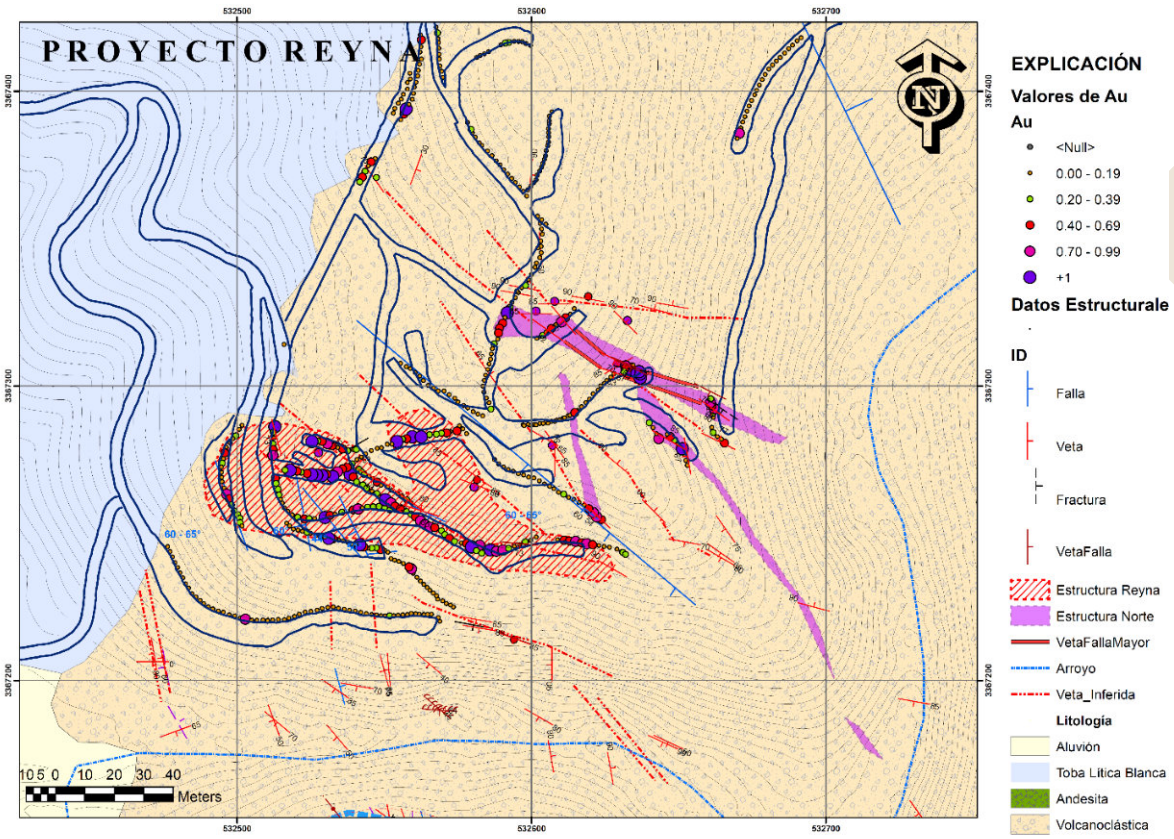


Figura 3.- Muestra la litología, así como la geología estructural a detalle del área Reyna (Omar Tadeo, 2024).

ESTRUCTURAL

El rumbo preferencial de la zona de cizalla, fallas y vetas es de: N50-80°W, buzando 70 - 80°SW.

En la parte noreste este central de la figura 3. Se observa otro sistema de veta tipo Puma; calcita negra, cuarzo calcedónico y un evento tardío de calcita blanca cristalina de anhedral a subhedral con un rumbo preferencial de N20° a 30°W con un buzamiento que pueden ir desde 50 a 70 ° con echado al SW.

En la porción central de la figura 3. consiste en una falla normal de medio a alto ángulo con un rumbo de N 50 – 60° W y un buzamiento variable de 60 – 70° SW, la cual aloja una zona trituración (gouge) y un evidente desplazamiento de los bloques hacía el SW.

Finalmente se han observado un sistema de fracturas NE – SW con un buzamiento que va desde 65 - 75° NW y que representan los bordes de los bloques caídos y desplazados hacía el SW.

ALTERACIÓNES

En general las alteraciones que se presentes en el área son: una fuerte silicificación sin tender a pervasivo, una moderada argilización con abundantes óxidos de manganeso hematita y limonita.

MINERALIZACIÓN

El proyecto Reyna se localiza en la prolongación norte del actual Tajo Esperanza.

La exploración ha identificado mineralización de oro que se aloja en una zona de cizalla que se extiende con un rumbo variable que va de NW 75 - 85° SE al menos por 150 metros, con una intensa alteración supergénica, fuerte contendido de óxidos de hierro y puntos hematizados, los cuales son sulfuros lixiviados principalmente esfalerita (ZnS) con presencia de pirita (FeS_2), en donde se ha observado un moderado contenido de cuarzo crustiforme y calcedónico, siendo este el ultimo evento de SiO_2 donde la exploración ha identificado mineralización económica de oro con valores y/o anomalías que van de 0.25 hasta 25.27 gr/ton (Omar Tadeo, 2024). La figura 4 es un ejemplar tomado del área Reyna.

Figura 4.- Au relicto en boxwork de pirita, en microscopio binocular con imagen aumentada 115 x.

GEOQUÍMICA

La metodología para la exploración geoquímica en Mina Cerro Prieto, comienza con la recolección de muestras de roca en afloramientos y taludes ver figura 5, con el objetivo de detectar concentraciones anomalas de:

1.- Óxidos de Manganeso (MnO_2) ya que el manganeso es transportado por fluidos hidrotermales y precipita en condiciones oxidantes, en un ambiente supergeno.
2.- zonas de silicificación (SiO_2), vetas de cuarzo calcedonia, ya que señala procesos hidrotermales.

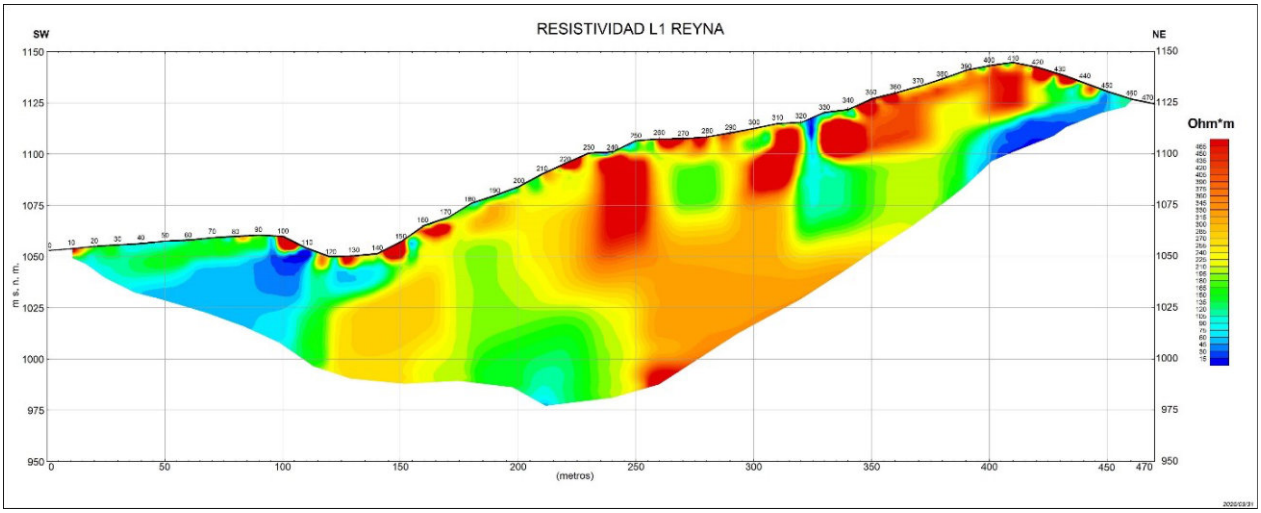
Por su asosiación a sistemas hidrotermales ambos son indicadores importantes para la mineralización y concentraciones anomalas Au-Ag.

Figura 5.- En la fotografía de la derecha se muestra una zona de muestre en el área Reyna. Del lado izquierdo se observa la toma de muestreo por parte del personal de la mina Cerro Prieto.

GEOFÍSICA

Los resultados de realizar tomografía eléctrica de corriente directa, en el dominio del tiempo (resistividad y polarización inducida). Planificado a partir de los resultados de geología y geoquímica han podido mostrar resultados que ayudan a planificar mejores resultados en la planeación de la barrenación.

A continuación se muestra los resultados en 2D de una de las 7 líneas levantadas en el área Reyna. La figura 5, muestra los resultados de la inverción de la línea 1 (Loke & Barker1996).



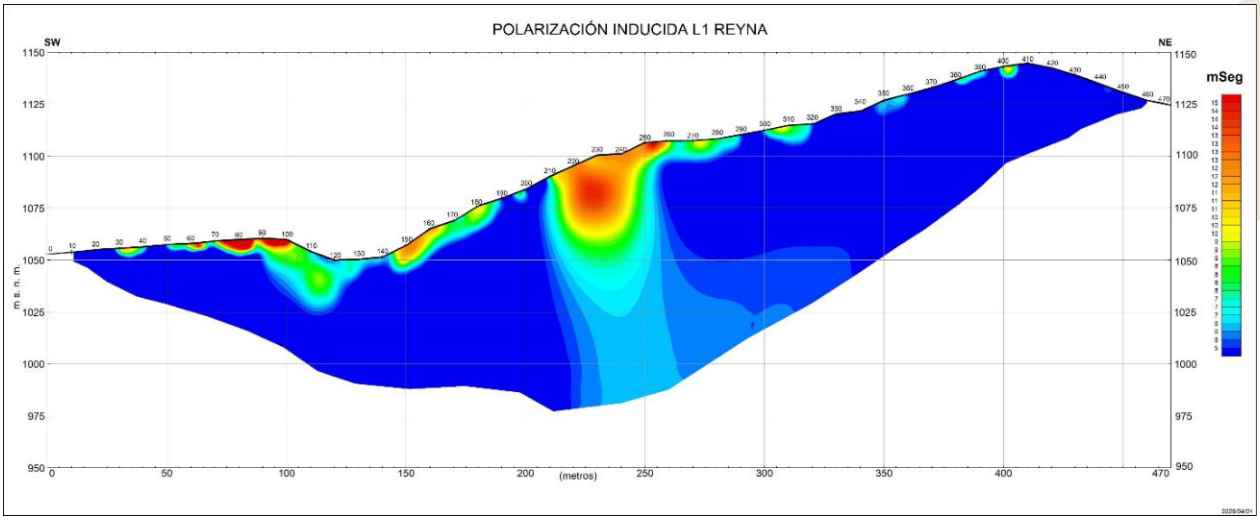


Figura 5. En esta figura se observa los resultados del modelo inverso. En esa imagen se puede apreciar la respuesta típica de polarización inducida al centro del arreglo. En la respuesta de resistividad se observa al centro de la imagen una discuntinudad de un curepo resistivo separada por una falla, que se observa en ambas secciones.

Los modelos 2D se represenatron en modelos tridimencionales para comprender mejor la continuidad de las secciones obtenidas, de ella se puede observar principalmente la prolongación de la anomalía de polarización, así como la respuesta que se relaciona en la resistividad. En la figura 6 se pueden observar los modelo 3D de la polarización inducida y resistividad.

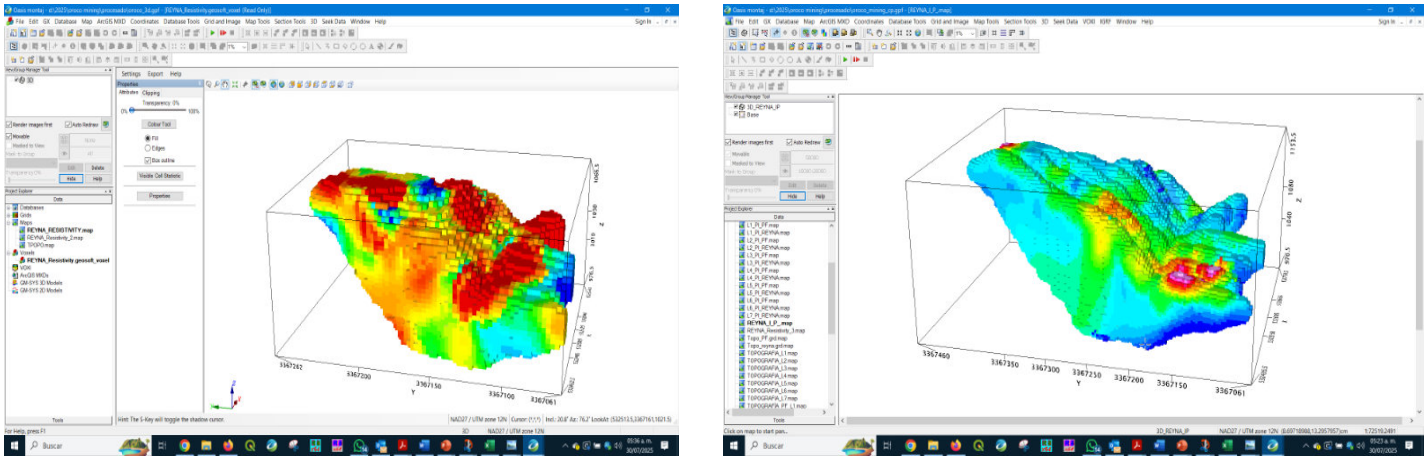


Figura 6.- Ambas imágenes muestran el área Reyna de O-E viendo desde la línea 1-7. El modelo 3D de la derecha muestra la resistividad con una escala que va desde los 10-500 (Ohm*m). La representación de la polarización Inducida se muestra la Polarización Inducida, tiene una escala de 0-20 (mSeg).

La figura 7 muestra los resultados de tres perforaciones (CP418,CP430 y CP423), en donde se observa que en la sección de la L1 de resistividad los valores de alta resistividad (>400 Ohm*m). De esta sección se pudo interpretar en superficie y con la barrenación una falla que se encontró cerca del barreno CP430, con un rumbo NW-SE, disminuyendo la resistividad de la zona. La zona de polarización inducida que se marca como anómalo (>15 mSeg) es ocasionado por la presencia de cuerpos arcillosos, con presencia de Manganeso que esta correlacionado con la falla reportada en superficie, extendiéndose transversalmente el sitio de interés.

Cabe destacar que con la ejecución de estas tres perforaciones se definió una veta mineralizada que se desplaza paralela a la falla reportada en superficie.

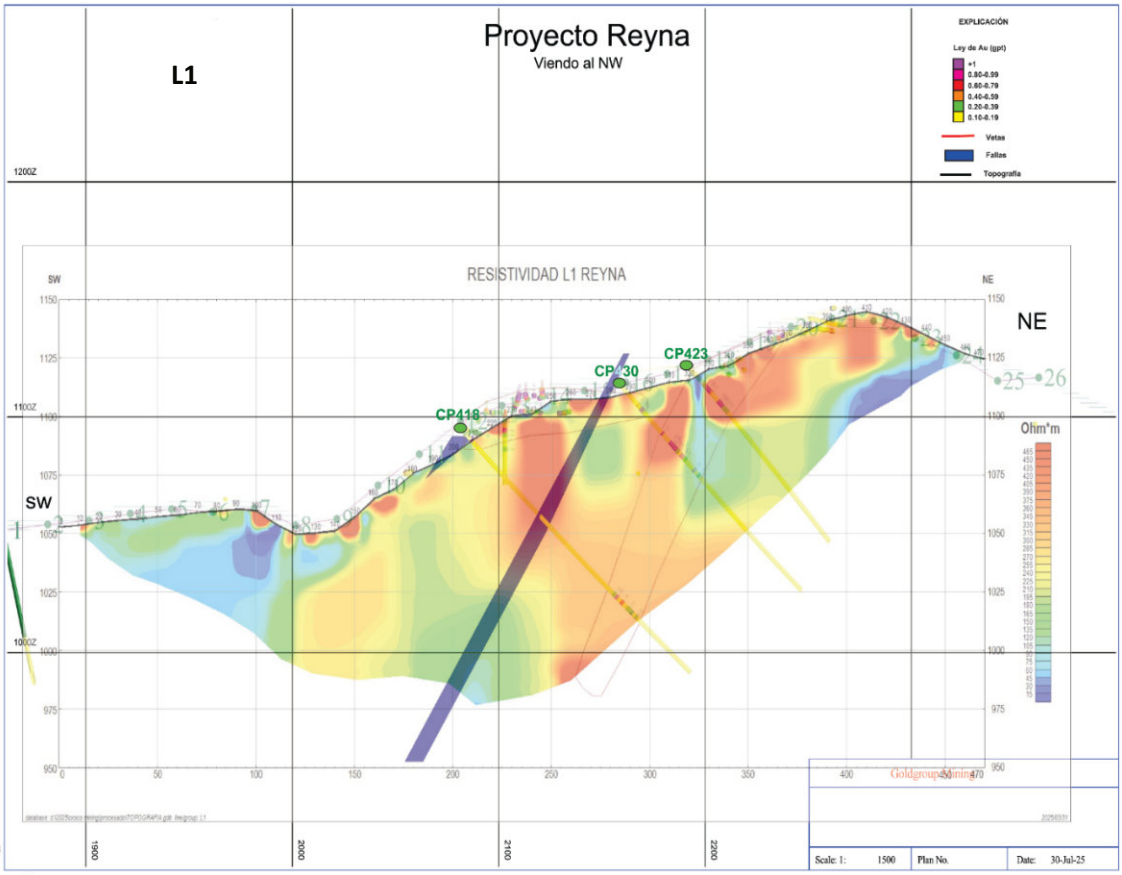


Figura 7.- Se muestra, la línea 1, de la cual se observa la integración de la geología, geoquímica, geofísica y perforación. Esta sección muestra los resultados obtenidos de la metodología realizada en el área Reyna.

Dicha estructura es de interés ya se han obtenido valores desde 0.30 a 16.88 gr/ton de Au.

CONCLUSIONES

La integración de tomografía eléctrica de resistividad y polarización inducida ha demostrado su eficacia para caracterizar el contexto geológico de Cerro Prieto.

Los datos obtenidos permitieron:

Identificar anomalías de alta resistividad asociadas a procesos de silicificación en el subsuelo y mejorar la propuesta de barrenación.

Validar la presencia de una estructura de falla al norte de la Sección 1 mediante respuestas de polarización inducida. Si bien esta falla no presenta mineralización económica significativa, su correlación espacial con sistemas auríferos adyacentes (evidenciada por valores anómalos de Au) sugiere su potencial como estructura conductora del modelo.

La sistematización de esta metodología en años recientes ha optimizado sustancialmente la exploración en Cerro Prieto, proporcionando una base geofísica robusta para; Delimitar zonas de interés con mayor precisión, fundamentar decisiones estratégicas de exploración, y priorizar nuevas áreas prospectivas con criterios técnicos objetivos.

La réplica estratégica de esta técnica en áreas con respuestas geofísicas coincidentes se posiciona como un acelerador para identificar nuevos blancos mineralizados.

AGRADECIMIENTOS

Al Dr. Alexandri Rionda Rafael y al Ing. Luis Carlos Arellano por la confianza y apoyo en los trabajos realizados en la unidad minera Cerro Prieto, así como las aportaciones geológicas y mineras realizadas. Al Ing. Saúl Peña Coronado gerente regional Noroeste por el apoyo logístico proporcionado para ejecutar las actividades. Al personal de campo de la Mina y del (SGM) que estuvo presente en las activades de levantamiento. Y en especial al M. en C. Francisco Javier Lara Sánchez gerente de geofísica por las valiosas contribuciones realizadas en estos trabajos.

REFERENCIAS

Loke, M. H; Barker, R. D. (1996). "Inversión rápida de mínimos cuadrados de pseudosecciones de resistividad aparente mediante un método cuasi-Newton". Prospección Geofísica. 44 (1). Wiley: 131–152.

MAPEO DE PROSPECTIVIDAD MINERAL CON MACHINE LEARNING Y FUSIÓN SENSORIAL: CASO ÁREA SAN FELIPE

Salvador Ascencio Ornelas

Correspondencia:
s.ascencio@minerafrisco.com.mx
Frisco Investigación y Desarrollo (FID)

Resumen

Esta investigación fue implementada con un enfoque de aprendizaje automático basado en Random Forest para generar un mapa de respectividad mineral en el área de San Felipe, Estado de Baja California, México. Este consistió en la integración de datos ASTER, capas geofísicas y mapeo litológico, usando fusión sensorial espacial. Por lo tanto, un esquema de ingeniería fue diseñado con características que permite incorporar contexto espacial sin necesidad de aplicar convoluciones, calculando distancias a zonas de alto/bajo valor geofísico, alteraciones mineralógicas y tipos litológicos. Además, la segmentación con SLIC fue utilizado para inferir regiones negativas a partir de la disimilitud con zonas positivas. El modelo entrenado mostró resultados consistentes con el conocimiento geológico previo, así como la identificación de zonas de interés que podrían representar blancos de exploración. Esta metodología permite analizar la problemática de ausencia de datos negativos sin salir del dominio geográfico de estudio.

Abstract

This research was implemented with a Random Forest-based machine learning approach to generate a mineral respectivity map in the San Felipe area, Baja California State, Mexico. This consisted of the integration of ASTER data, geophysical layers, and lithological mapping using spatial sensor fusion. Therefore, an engineering scheme was designed with features that allow incorporating spatial context without the need for convolutions, calculating distances to areas of high/low geophysical value, mineralogical alterations, and lithological types. Additionally, SLIC segmentation was used to infer negative regions based on dissimilarity with positive zones. The trained model showed results consistent with prior geological knowledge, as well as identifying areas of interest that could represent exploration targets. This methodology allows analyzing the problem of the absence of negative data without leaving the geographic domain of the study.

1. Introducción

Durante las últimas décadas, el mapeo de prospectividad mineral (MPM) ha evolucionado significativamente como herramienta clave en la exploración de recursos minerales Bonham-Carter 1988, gracias al desarrollo de algoritmos que integran múltiples capas de información de diversa índole. Esta metodología permite generar mapas predictivos que indican zonas con mayor probabilidad de presentar concentraciones minerales de interés económico, basándose en relaciones estadísticas o empíricas entre datos geológicos, geoquímicos, geofísicos y estructurales entre otros.

El uso de algoritmos de aprendizaje automático ha cobrado relevancia en este contexto, ya que permiten manejar grandes volúmenes de datos y detectar patrones complejos sin necesidad de una intervención subjetiva por parte de un experto. Dentro de esta metodología existen dos enfoques: aquellos que basados puramente en datos de entrenamiento (data-driven) y los que apoyados en el conocimiento experto (knowledge-driven). Los métodos data-priven supervisados son basados en ejemplos conocidos de mineralización para aprender los patrones que caracterizan las zonas previamente etiquetadas como mineralizadas. En contraste, los métodos knowledge-driven asignan pesos a distintas variables en función del juicio del geólogo experto.

Entre los algoritmos más utilizados en el ámbito data-driven incluye el Random Forest que ha demostrado ser especialmente robusto y eficaz para la generación de modelos de prospectividad mineral (Breiman 1996, Breiman 2001). Su capacidad para evitar el sobreajuste y su habilidad para manejar variables altamente correlacionadas lo convierten en una opción confiable para este tipo de estudios.

A pesar de la robustez de los modelos supervisados como el algoritmo Random Forest, existe una limitación importante en su aplicación al campo de la exploración minera: la necesidad de contar con un conjunto balanceado de datos etiquetados, es decir, ejemplos representativos tanto de zonas mineralizadas (etiquetas positivas) como de zonas estériles o no prospectivas (etiquetas negativas).

Este requerimiento es un desafío cuando se trabaja en áreas con información limitada. Si bien es común disponer de ciertos datos positivos, ya sea por campañas de muestreo, barrenación o registros de minas antiguas, identificar con certeza zonas negativas resulta mucho más complejo. Asumir que un punto sin evidencia de mineralización es negativo puede inducir sesgos, ya que justamente el objetivo del mapeo de prospectividad es predecir zonas aún no evaluadas.

Para abordar esta problemática, se han propuesto diferentes metodologías en la literatura. En el presente trabajo, los puntos negativos se generaron mediante un enfoque de segmentación espacial utilizando superpíxeles SLIC y análisis de similitud de características. Una vez generado el mapa segmentado, los superpíxeles fueron identificados con menor similitud a las regiones etiquetadas como positivas, y dentro de ellos fueron seleccionados aleatoriamente los píxeles que conformarían el conjunto de entrenamiento negativo. Finalmente, las etiquetas positivas y negativas fueron empleadas en el modelo Random Forest.

2. Metodología

2.1. Fusión sensorial

La fusión sensorial describe el proceso mediante el cual las diversas fuentes de información son reguladas a un mismo soporte y agrupadas en una sola imagen, con el objetivo de poder realizar las predicciones a la escala del píxel seleccionado, para este caso es importante y evidente que todas las fuentes de información han de tener el mismo soporte. En el caso de estudio fueros empleadas diversas fuentes de datos procedentes de información geofísica, mapeo geológico e imágenes ASTER. En el área existía previa campaña de geoquímica de suelo, sin embargo, no fue considerada derivado de que las muestras presentaban un sesgo espacial muy marcado, lo que imposibilitaba su inter y extrapolación, ya que para poder realizar la fusión sensorial todos los datos deben cubrir la misma área.

Toda la información fue estandarizada a un tamaño de píxel de 30 * 30 m, obteniendo como salida una imagen multibanda resultante, donde cada banda representa el set de datos fusionado y estandarizado a su soporte espacial, la figura 1 muestra un ejemplo de la litología estandarizada a un tamaño de píxel 30 *30 m.

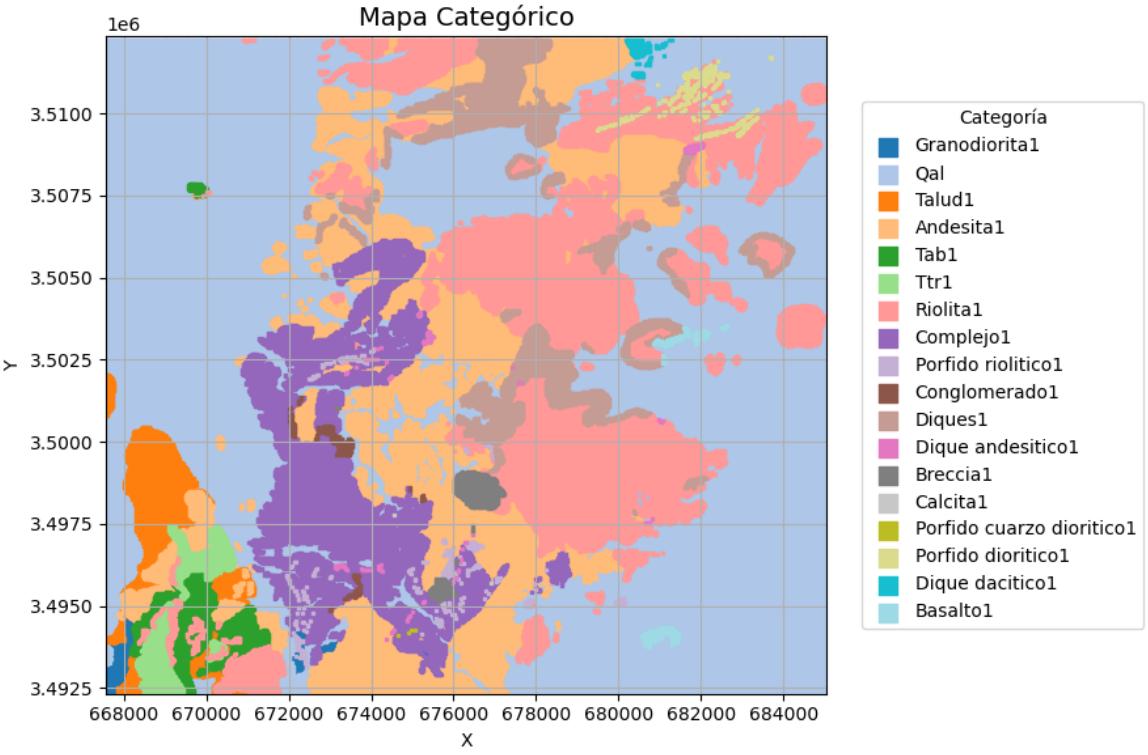


Figura 1. Mapa de las litologías en el área (SGM 20000)

2.2. Ingeniería de características

Las ventajas presentes en el Random Forest han sido comentadas por varias fuentes y autores, sin embargo, este modelo no considera las interrelación espaciales, por lo que en un contexto de análisis de imágenes (dado el enfoque del presente estudio) es más usado metodologías que en efecto consideran la correlación e interrelación espacial de los píxeles, tales como redes neuronales convolucionales, derivado de esto, optamos por generar nuevas características basados en las capas de entrada, a continuación se describe el paso a paso para la generación de las nuevas características.

La información geofísica es de gran relevancia en estos trabajos, sin embargo, que un pixel posea un valor alto o bajo no es tan relevante como podría ser el contexto en el que esto se da, es muy común que zonas de interés se localicen en los limites o bordes de zonas donde existen cambios abruptos y rápidos de la respuesta geofísica, muchas veces asociados a un control estructural, con base en lo anterior, determinamos un valor mínimo y máximo para cada una de las variables geofísicas, estos thresholds fueron determinados usando percentiles y con base en gráficos de cdf. Posterior a la identificación de los píxeles que correspondían con altos y bajos, delimitando una zona de influencia basada en el cálculo de distancias de cada uno de los píxeles contra estas zonas etiquetadas como altas o bajas. El objetivo es poder entrenar el modelo con una variante del contexto espacial sin necesidad de aplicar redes convolucionales que limitaría la cantidad de información a ser empleada (figura 2).

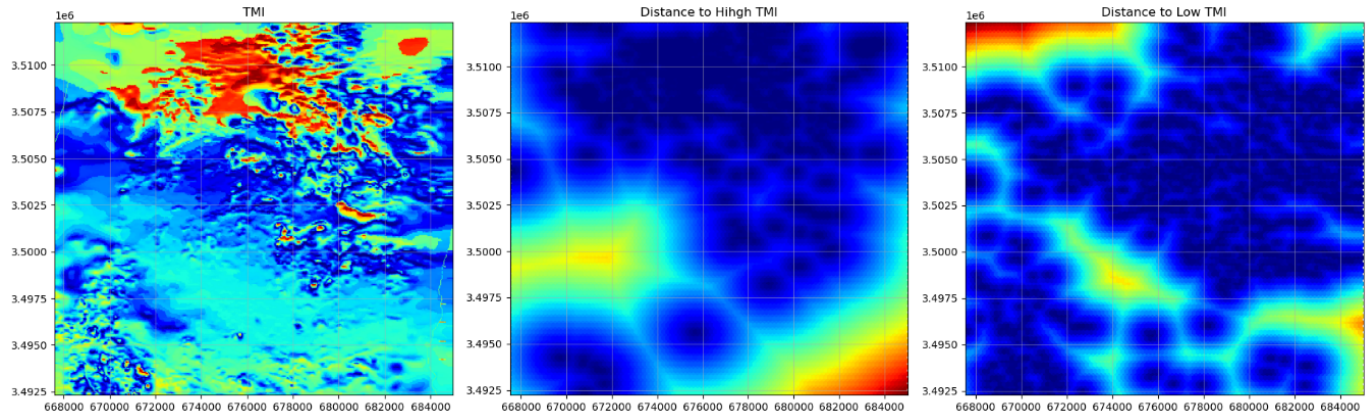


Figura 2. Ejemplo de cálculo de buffer de la capa geofísica TMI. Nótese en colores azules los pixeles con una menor distancia de los valores altos o bajos, pudiendo alimentar el modelo con el contexto espacial.

El tratamiento dado a las variables ASTER fue el pre procesamiento común para su limpieza, luego fueron usados diversos ratios de las bandas con base en la literatura, luego se determinaron los píxeles correspondientes a diferentes alteraciones y mineralizaciones basados en un threshold de percentil 90, generando una nueva capa binaria, que nos indica la presencia o ausencia del mineral o alteración en específico, la figura 3 muestra un ejemplo de los píxeles etiquetados de acuerdo a su respectiva alteración.

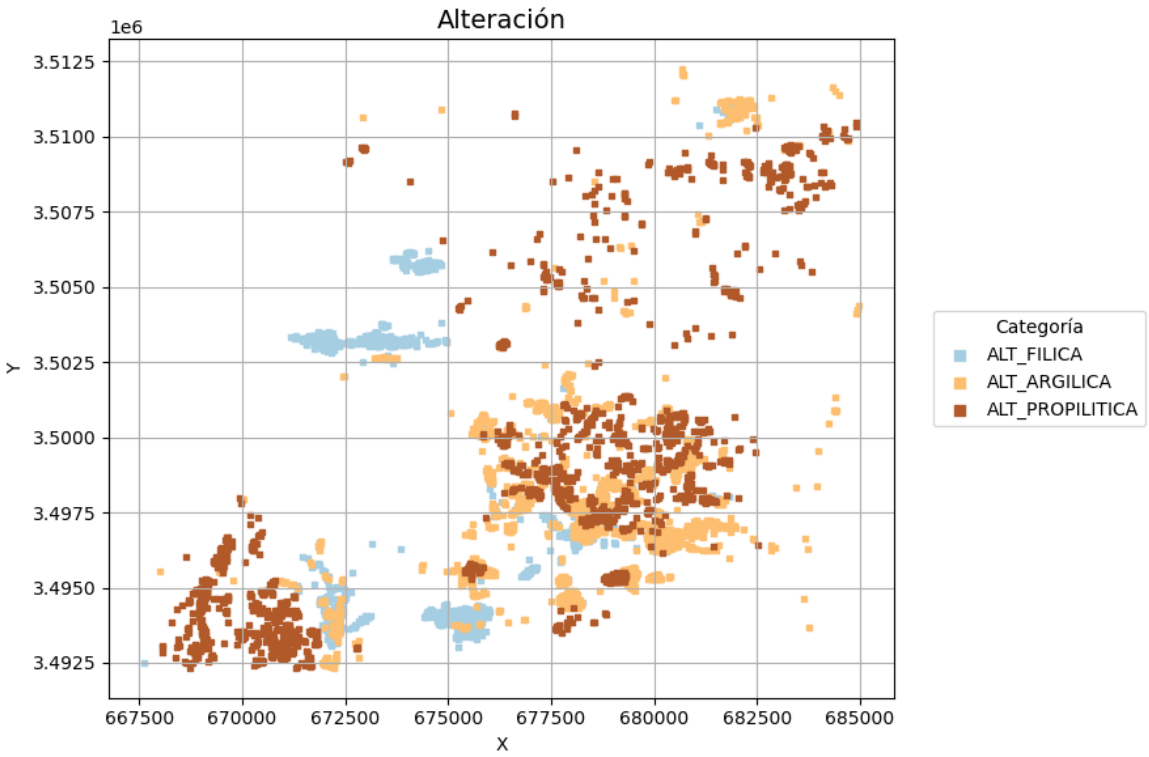


Figura 3. Pixeles binarizados en base a ratios ASTER de alteraciones relevantes para el estudio.

Tanto a la información derivada de las imágenes ASTER como de los mapeos geofísicos se le aplico el concepto de las distancias de zona de influencia para que el modelo pueda comprender la relación espacial.

2.3. Segmentación espacial SLIC

Una de las mayores dificultades a la hora de aplicar metodologías de aprendizaje de maquina en el ámbito de la exploración o prospección mineral es la ausencia de datos balanceados de supervisión. En el caso presente empleamos la metodología de segmentación de imágenes SLIC para clusterizar los píxeles con semejanzas basados en su proximidad espacial y la similitud de las características (Navarro et. al., 2023). En este caso se emplearon 800 superpíxeles, cada pixel dentro del super píxel posee características similares con respecto a las variables y obviamente su vecindad espacial, esto permitió determinar las características específicas de cada una de las variables de estudio que han sido etiquetadas como positivas, con base en ello se eligieron 32 superpíxeles como positivos.

Posterior a esto, se estima la distribución estadística de cada una de las variables en los super píxeles, con el objetivo de comparar cada uno de los super píxeles no etiquetados con la distribución de los superpíxeles positivos, si existe una similitud alta, es decir la “firma” de las zonas positivas existe en otra zona no etiquetada, se le asigna un valor de acuerdo con cuan semejante es su distribución.

Basado en lo anterior se determinaron zonas de alta y baja similitud con los puntos positivos (Figura 4). Esta metodología por sí misma puede ayudar a determinar algunas zonas prospectivas.

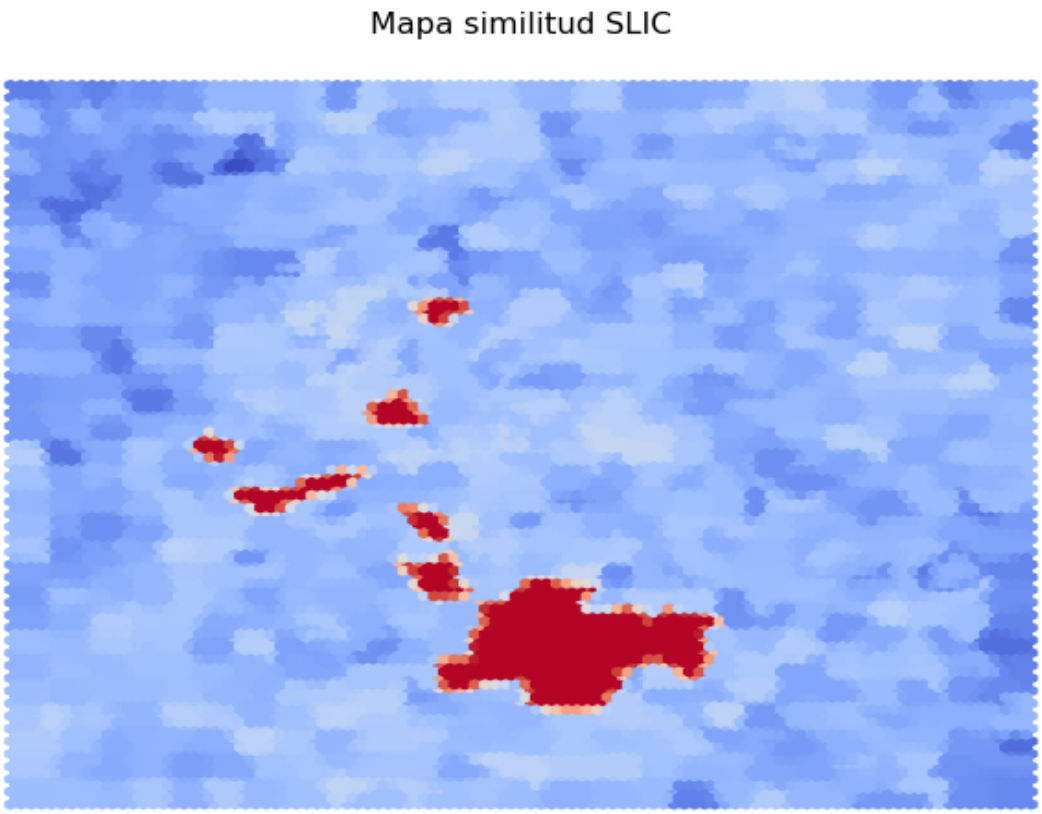


Figura 4. Mapa de similitud SLIC, mostrando pixeles con similitud a las zonas etiquetadas como positivas (color rojo).

2.4. Selección aleatoria de etiquetas

Una vez determinados los píxeles que son más diferentes a las zonas marcadas como positivas, con base en aquellas que tenían una similitud menor a 0.25 base 1, se procedió a muestrear de manera aleatoria dichos píxeles para obtener una base de datos balanceada con etiqueta o supervisión de ambas clases (Behnia et. al., 2023), la figura 5 muestra la distribución de las etiquetas, para este caso se usaron 32 píxeles para ambas clases y se procedio a entrenar el modelo.

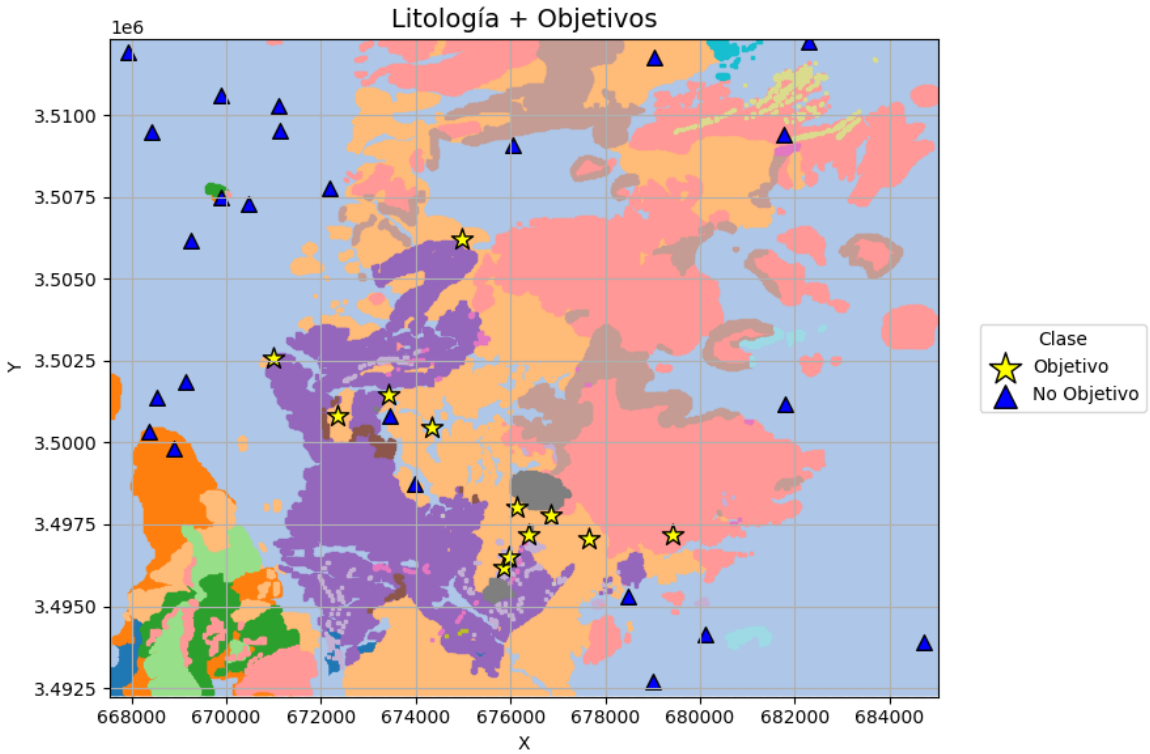


Figura 5. Mapa litológico mostrando las etiquetas positivas (estrellas amarillas) y la distribución de las etiquetas no positivas aleatorias (triángulos azules).

2.5. Entrenamiento y prueba del modelo RF

Una vez obtenidos las etiquetas de los píxeles positivos y negativos, se procede a separar la data en un set de entrenamiento y prueba, con la finalidad de poder validar el desempeño del modelo en datos nunca vistos. Para la selección de los mejores hiperparámetros se empleó un pipeline con Python y un gridsearch, dentro de el mismo se provo emplear PCA, standar scaler y diversos parámetros de random forest, una vez que el modelo fue optimizado, se calcularon sus métricas de desempeño contra la data de testing, prosiguiendo a entrenar el modelo con la totalidad de la data y realizar los mapas prospectivos.

Resultados

El modelo Random Forest fue entrenado con un conjunto balanceado de 32 muestras positivas y 32 negativas, obtenidas mediante una selección estratificada con base en la similitud de superpíxeles generados por SLIC. La optimización de hiperparámetros fue realizada mediante GridSearch con validación cruzada k-fold (k=5), incluyendo pruebas con y sin PCA. Los resultados sin PCA permitieron analizar la importancia relativa de las características generadas.

Entre las variables más relevantes se encontraron las distancias a zonas de alta respuesta geofísica, como TMI y PD_100K, así como las distancias a alteraciones detectadas con índices ASTER como la sericita y clorita. También, fueron relevantes las distancias a ciertas litologías asociadas a mineralización, como riolitas y diques andesíticos.

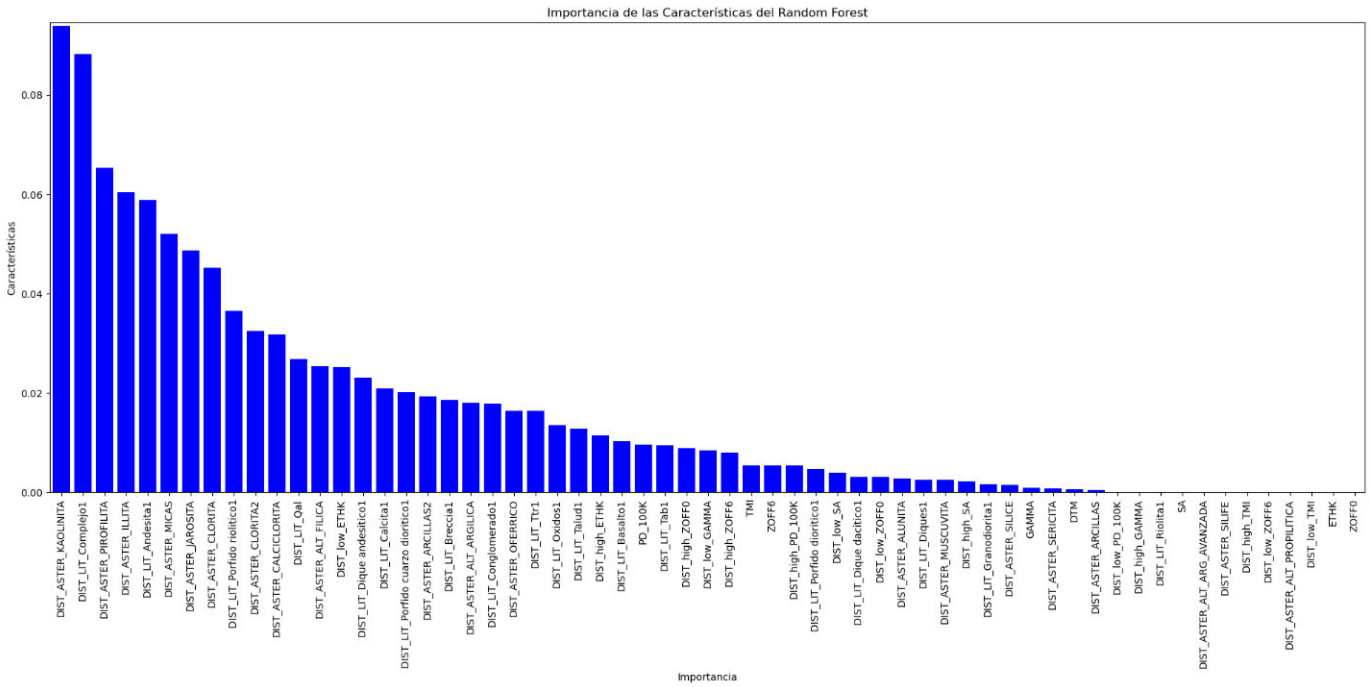


Figura 6. Importancia de características del modelo entrenado Random Forest.

El mapa de prospectividad generado mostró alta concentración de probabilidad en la zona central del área de estudio. Este patrón coincide con zonas donde los superpíxeles no positivos presentaban baja similitud estadística con las regiones positivas, lo cual valida el enfoque utilizado. Además, la segmentación con SLIC ya entregaba un patrón espacial congruente, reforzando su valor como herramienta preliminar de exploración.

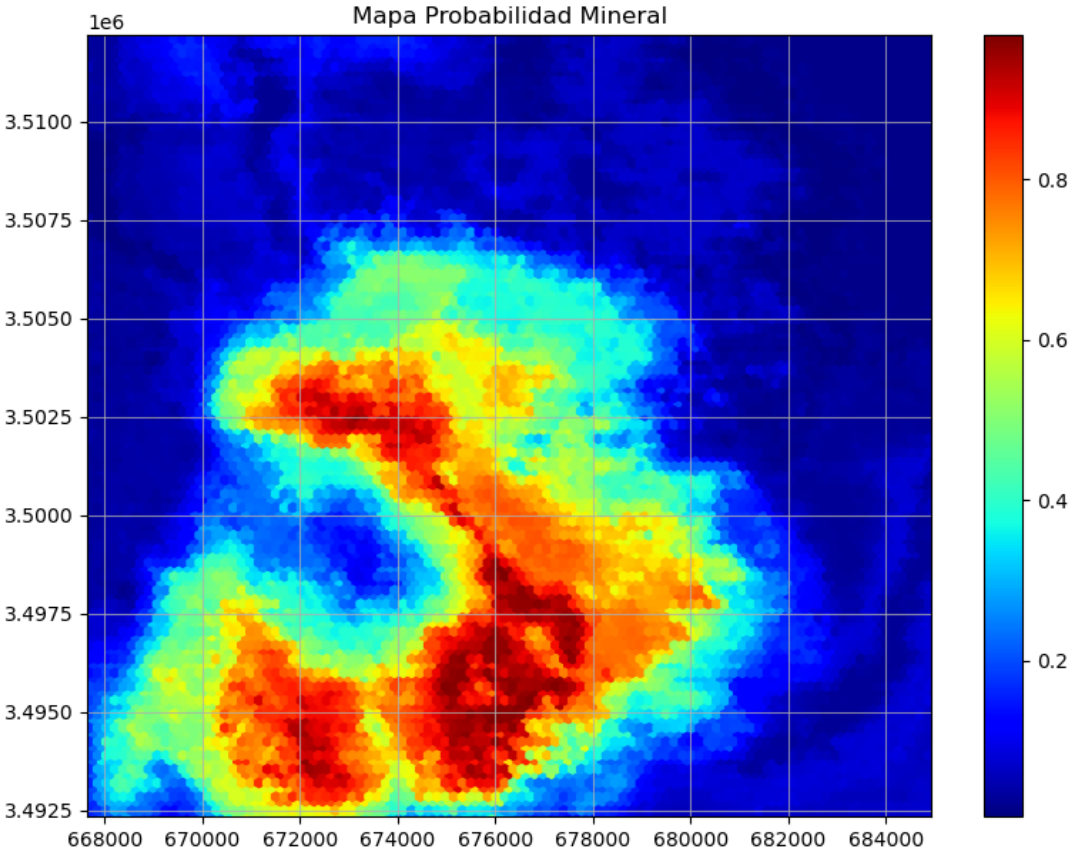


Figura 7. Mapa de prospectividad mineral área San Felipe

Conclusiones y Recomendaciones

La metodología propuesta demostró ser efectiva para la generación de mapas de prospectividad mineral en áreas con datos limitados. La integración de contexto espacial a través del cálculo de distancias a zonas críticas representa un enfoque innovador que permite al modelo capturar relaciones espaciales sin necesidad de aplicar modelos convolucionales complejos.

El uso de segmentación SLIC para estimar la similitud con zonas mineralizadas facilitó la selección de datos negativos representativos, resolviendo uno de los principales retos en escenarios de entrenamiento/predicción dentro del mismo dominio.

Los resultados muestran una zonación coherente con el conocimiento geológico de la región y constituyen una base sólida para futuras campañas de exploración dirigidas.

Recomendamos extender este enfoque a otras zonas y compararlo con arquitecturas neuronales para validar su robustez y escalabilidad.

Referencias

Navarro, F., Díaz, G., Ojeda, M. et al. A Methodology for Similarity Area Searching Using Statistical Distance Measures: Application to Geological Exploration. Nat Resour Res 33, 2527–2544 (2024). https://doi.org/10.1007/s11053-024-10385-7

Bonham-Carter, G.F. Geographic Information Systems for Geoscientists: Modeling with GIS. Pergamon; Elsevier Science Inc.: New York, NY, USA, 1994.

Breiman, L. Bagging Predictors. Mach. Learn. 1996, 24, 123–140.

Breiman, L. Random Forests. Mach. Learn. 2001, 45, 5–32.

Behnia, P.; Harris, J.; Sherlock, R.; Naghizadeh, M.; Vayavur, R. Mineral Prospectivity Mapping for Orogenic Gold Mineralization in the Rainy River Area,Wabigoon Subprovince. Minerals 2023, 13, 1267. https://doi.org/10.3390/min13101267

Zonas potenciales para el almacenamiento geológico de CO_2 en capas de carbón de la Fm. Olmos, Noreste de México.

Genaro de la Rosa-Rodríguez[1,2,3*], Cristina Fernanda Alves Rodrigues[3,4,5], Fernando Nuñez-Useche[6], Juan Josué Enciso-Cárdenas[1,2], Yuriko Yarel Bueno Yamamoto[1,2,3], Diego de Jesús Martínez-Hernandez[1,2], Luis Fernando Camacho-Ortegón[1,2], Arturo Bueno-Tokunaga[1], Manuel João Lemos de Sousa[3,4,5], Eduardo González-Partida[7].

[1] Centro de Investigación en Geociencias Aplicadas, Universidad Autónoma de Coahuila (UAdeC). 5 de Febrero esq. con Blvd. Simón Bolívar #303-A Col. Independencia, Nueva Rosita, Coahuila, México.
[2] Centro de Estudios e Investigaciones Interdisciplinarios, Universidad Autónoma de Coahuila (UAdeC). Centro Cultural 2° piso. Ciudad Universitaria. Carretera México km 13.C.P. 25350, Arteaga, Coahuila, México.
[3] I3&ID - Fundação/Universidade Fernando Pessoa, Praça de 9 de Abril 349 4249·004, Porto, Portugal.
[4] MARE – Centro de Ciência do Mar e Ambiente/URI Coimbra, Portugal.
[5] Academia das Ciências de Lisboa, 1249-122, Lisboa Portugal.
[6] Instituto de Geología, Universidad Nacional Autónoma de México (UNAM), Alcaldía Coyoacán, 04510, Ciudad de México, México.
[7] Laboratorio de Yacimientos Minerales, Centro de Geociencias UNAM, Campus Juriquilla, Blvd. Juriquilla 3001, Juriquilla, Querétaro, C.P. 76230, México.
*** Autor de correspondencia: genaro_rodriguez@uadec.edu.mx**

Resumen

El objetivo principal de la presente investigación se enfoca en identificar zonas potenciales de almacenamiento geológico de dióxido de carbón (CO_2) en cinco subcuencas de la Cuenca de Sabinas, la cual se localiza en el Noreste de México. Este tipo de proyectos constituye una excelente alternativa para mitigar las emisiones de CO_2 a nivel local y mundial y con esto hacer frente al cambio climático y a las alteraciones del medio ambiente y en la sociedad. Esto atendiendo el objetivo de descarbonización de los sistemas hasta el 2050, la cual es la meta principal establecida en el Acuerdo de Paris firmado en el 2015, así como también los Objetivos de Desarrollo Sostenible (ODS) establecidos por la Organización de las Naciones Unidas (ONU). La presente investigación se centra, específicamente, en el estudio de las capas de carbón de la Formación Olmos. La metodología utilizada consistió en una revisión bibliográfica, además en el análisis de información disponible en estudios geológicos de campo y en datos de sondeos de prospección para su posterior integración y procesamiento mediante un programa informático para crear mapas y secciones geológicas. Estas secciones permitieron calcular un área de 2,564 km^2 donde se localizan capas de carbón a una profundidad superior a 300 metros. En esta área se estiman recursos inferidos por alrededor de 3,775 Mt de carbón y un potencial total de almacenamiento geológico de CO_2 de 42,651 Mt, distribuidas a lo largo de cinco subcuencas (Sabinas, Las Esperanzas, Saltillito-Lampacitos, San Patricio y Adjuntas) de la Cuenca de Sabinas.

Abstract

The main objective of the present research focuses on identifying potential geological carbon dioxide (CO_2) storage zones in five sub-basins of the Sabinas Basin, which is located in Northeastern Mexico. This type of project constitutes an excellent alternative to mitigate CO_2 emissions at both local and global levels, thus addressing climate change and its effects on the environment and society. This aligns with the objective of decarboni-

zing systems by 2050, which is the main goal established in the Paris Agreement signed in 2015, as well as with the Sustainable Development Goals (SDGs) established by the United Nations (UN). The present research specifically focuses on the study of coal beds of the Olmos Formation. The methodology used consisted of a bibliographic review, as well as the analysis of available information from geological field studies and data from exploration boreholes for their subsequent integration and processing through a computer program to create maps and geological sections. These sections made it possible to calculate an area of 2,564 km^2 where coal beds are located at depths greater than 300 meters. In this area, inferred resources are estimated at around 3,775 Mt of coal and a total CO_2 geological storage potential of 42,651 Mt, distributed across five sub-basins (Sabinas, Las Esperanzas, Saltillito-Lampacitos, San Patricio, and Adjuntas) of the Sabinas Basin.

1. Introducción

La Región Carbonífera de Coahuila es una de las más destacadas de México, que aporta prácticamente el 100% de la producción nacional de carbón. En 2019, la producción anual fue de 6,175,726 de toneladas, mientras que en 2020 se situó en 5,963,306 toneladas (CAMIMEX, 2023). Esta producción se destina principalmente a la generación de electricidad y a los procesos de producción de acero (SE, 2022).

El carbón, como es de conocimiento general, es considerado un recurso contaminante en los procesos de combustión utilizados para generar energía eléctrica. No obstante, varios estudios (Metz, 2005; Sampath et al., 2020; Abid et al., 2021; Cheng, et al., 2021; Ghiat & Al-Ansari, 2021; Sun et al., 2021) han demostrado que el carbón es una de las mejores soluciones para el almacenamiento geológico de dióxido de carbono. Considerando las importantes reservas de carbón de México y su elevada capacidad de almacenamiento de dióxido de carbono, el carbón en México puede agregar valor y sostenibilidad a la industria del carbón. Al mismo tiempo, contribuye a la descarbonización prevista para 2050, establecida en el Acuerdo de París (ONU, 2015a) y la Agenda 2030 de las Naciones Unidas (ONU, 2015b).

Sin embargo, cabe señalar que el almacenamiento de CO_2 por el carbón es controlado predominantemente mediante procesos de sorción. Las propiedades de sorción del CO_2 y de otros gases en el carbón han sido ampliamente estudiadas por diversos autores (Metz, 2005; Busch & Gensterblum, 2011; Sampath et al., 2020; Abid et al., 2021; Cheng, et al., 2021; Ghiat & Al-Ansari, 2021; Sun et al., 2021), quienes han establecido que existen factores que impactan su capacidad de almacenamiento. Algunos autores afirman que la capacidad de sorción del carbón disminuye con el aumento de la temperatura y del contenido en materia mineral (Mavor et al., 1990; Stevenson et al., 1991; Beamish y Crosdale, 1993; Greaves et al., 1993; Lamberson y Bustin, 1993; Crosdale, 1996; Clarkson y Bustin, 2000; Rodrigues y Lemos de Sousa, 2002; Ottiger et al., 2008; Xiang et al., 2014). Además, otros autores indican que la capacidad de adsorción aumenta con la presión, el contenido en vitrinita y con el rango del carbón (Rodrigues, 2018).

1.1 Introducción al almacenamiento geológico de CO_2

Existen diversas opciones para el almacenamiento geológico de CO_2 las cuales son: a) yacimientos despresurizados de aceite y gas, b) shale gas, C) acuíferos salinos profundos, d) capas no extraíbles de carbón, e) cavidades salinas y f): basaltos (Metz, 2005; Ibrahim y Nasr-El-Din, 2018; Ramos et al., 2018).

El almacenamiento de CO_2 en capas de carbón, además de representar una alternativa para mitigar las emisiones de gases de efecto invernadero, puede promover simultáneamente la recuperación avanzada de metano (CH_4) de capas de carbón (CBM, por sus siglas en inglés), lo que lo convierte en una alternativa económicamente atractiva (Sandoval-Dávila, 2019; Sampath et al., 2020; Abid et al., 2021; Cheng, et al., 2021; Ghiat & Al-Ansari, 2021; Sun et al., 2021). A esto se le conoce como producción mejorada de CH_4 en mantos de carbón (por sus siglas en inglés, ECBM), y por cada molécula de CH_4 producida, se pueden almacenar al menos dos moléculas de

CO_2 en la matriz de carbón (White et al., 2005). Esta técnica se ha descrito como una nueva opción para aumentar la producción de CH_4 a partir del carbón en capas, aunque se ha utilizado con éxito desde el siglo pasado. Entre 1998 y 2005, se desarrollaron al menos cinco proyectos de almacenamiento geológico de CO_2 en capas de carbón utilizando las tecnologías CO_2-ECBM, concretamente en Canadá (Fenn Big Valley), Polonia (Recopol), China (Qinshui Cuenca) y Japón (CSEMP y Yubari) (Metz, 2005).

El rango de profundidad óptimo para que se desarrollen los procesos de sorción de CO_2 en capas de carbón difiere entre los autores. Algunos afirman que varía de 700 a 1,300 m (Welkenhuysen et al., 2011); mientras que otros sitúan la profundidad óptima entre 300 y 1,500 m (Gale, 2004; Laenen y Hildenbrand, 2005; Katyal et al., 2007; Tang et al., 2014; Sarhosis et al., 2016; Shi et al., 2019).

1.2 Marco Geológico.

La Cuenca de Sabinas, localizada en el noreste de México, tiene una extensión aproximada de 37,000 km^2 (Eguiluz, 2007; González-Partida et al., 2022) y se encuentra conformada por nueve subcuencas carboníferas: 1) Sabinas, 2) Saltillito-Lampacitos, 3) Adjuntas, 4) Las Esperanzas, 5) San Patricio, 6) Monclova, 7) Baluarte, 8) El Gavilán y 9) San Salvador, las cuales en conjunto comprenden una superficie aproximada de 6,883 km^2 (Obregón-Andría y Muñoz-Loredo 1988; Camacho-Ortegón et al., 2020; Enciso-Cárdenas et al., 2021) (Figura 1).

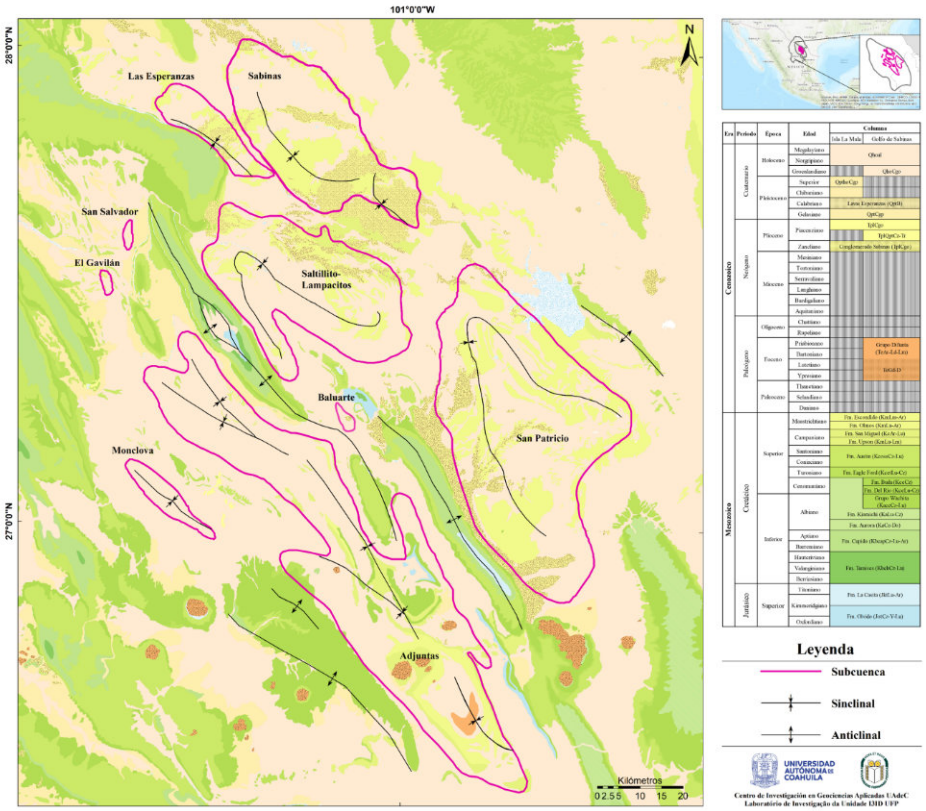


Figura 1. Mapa geológico regional y localización de las subcuencas de carbón. Aluvión (al), conglomerado oligomíctico (Cgo), conglomerado polimíctico (Cgp), basalto (B), caliza (Cz), traquita (Tr), arenisca (Ar), Lutita (Lu), lodolita (Ld), limolita (Lm), granodiorita (Gd), diorita (D), dolomita (Do), yeso (Y) (modificado a partir de SGM (2008a; 2008b).

La Subcuenca de Sabinas ocupa un área de 1,034 km^2 (COREMI, 1994; SE, 2021, 2022). En esta subcuenca se han identificado hasta 15 capas de carbón con espesores variables que van desde unos cuantos centímetros hasta un máximo de 4.10 m. En esta zona, el carbón ha sido identificado desde la superficie hasta una profundidad máxima de 521 m (SE, 2021; 2022). En esta subcuenca se han estimado

reservas de carbón de aproximadamente 901,116,405 toneladas (COREMI, 1994; Enciso-Cárdenas et al., 2024).

La subcuenca Esperanzas ocupa un área de 184 km^2 (COREMI, 1994; SE, 2021, 2022). En esta subcuenca se han identificado al menos cuatro capas de carbón con espesores que van desde 0.05 a 1.56 m, y profundidades que van desde zonas de afloramiento hasta un máximo de 579 m (SE, 2021; 2022) e se han estimado reservas de carbón de aproximadamente 30,523,857 toneladas (COREMI, 1994; Enciso-Cárdenas et al., 2024).

La Subcuenca Saltillito – Lampacitos comprende un área de 1,145 km^2 (COREMI, 1994; SE, 2021; 2022). En esta subcuenca se han identificado tres capas de carbón, en una franja conocida como "zona de carbón", llegando a presentar un espesor máximo de 3.60 m. La profundidad máxima de explotación alcanzó los 320 m (SE, 2021, 2022) y se estimaron reservas de carbón de aproximadamente 286,901,211 toneladas (COREMI, 1994; Enciso-Cárdenas et al., 2024).

La Subcuenca San Patricio comprende un área de 2,106 km^2 (SE, 2021; 2022) (COREMI, 1994). En esta subcuenca, se han identificado capas de carbón que varían de 0.15 m a 0.90m de espesor (SE, 2021; 2022). Para esta Subcuenca se han estimado reservas de carbón de aproximadamente 603,971 toneladas (COREMI, 1994; Enciso-Cárdenas et al., 2024). La Subcuenca Las Adjuntas comprende un área de 2,262 km^2 (COREMI, 1994). Se estima que la profundidad del carbón en esta subcuenca es de 2,300 m. En esta subcuenca se han identificado seis capas de carbón, con un espesor mínimo de 0.10 m y máximo de 3.62 m, lo que presenta un promedio de 0.91 m (SE, 2021; 2022). En esta subcuenca se han estimado reservas de carbón de aproximadamente 152,626,113 toneladas (COREMI, 1994; Enciso-Cárdenas et al., 2024).

2. Metodología

El presente trabajo sobre la estimación del potencial de almacenamiento de CO_2 en capas de carbón de la Cuenca Sabinas siguió una metodología sistemática que comprende las siguientes actividades:

1. Trabajo de campo: que incluye el levantamiento de datos de campo del área de estudio, en particular de datos estructurales (rumbo y echado), posicionamiento estratigráfico, medición de espesores y la descripción de las características físicas del carbón en obras mineras

2. Modelado geoestadístico: comprende la integración de los datos y el uso de los programas informáticos AutoCAD y ArcGis, para generar mapas y secciones geológicas-estructurales que permitan comprender el comportamiento de las capas de carbón. utilizando como referencia sondeos de prospección y datos geológicos-estructurales obtenidos en cinco subcuencas.

3. Estimación de recursos y evaluación del potencial de almacenamiento de CO_2: según la NI-43-101 establecida en Hughes (1989) para yacimientos de carbón, considerando el área, el espesor y la densidad se determinaron los recursos de carbón de cada subcuenca. Para evaluar el almacenamiento de CO_2, se consideró la capacidad de sorción de CH_4 y un valor de la relación de CO_2/CH_4 obtenido a partir de trabajos previos (Krooss et al., 2002; Metz, 2005; Fujioka, 2008; Godec et al., 2014) realizados en carbones del mismo rango.

3. Resultados

3.1 Trabajo de campo:

La sección estudiada de la Subcuenca Sabinas se caracteriza por capas con un rumbo Norte 80° y una inclinación de 03° hacia el Noreste. Esta sección está representada por una secuencia sedimentaria de 12.50 m de espesor total, con facies de lutita y arenisca e intercalación de cuatro capas de carbón de 0.15 m a 0.40 m de espesor (Figura 2A).

La sección estudiada de la Subcuenca Las Esperanzas, ubicada al Sureste, es caracterizada por capas con un rumbo Norte 60° y una inclinación de 09° hacia el Noroeste. Esta sección corresponde a una secuencia sedimentaria de 51.62 m de espesor, caracterizada por cuatro capas de carbón con espesores de 0.25 m a 1.30 m, con intercalaciones de lutita y arenisca (Figura 2B).

La sección estudiada de la Subcuenca Saltillito-Lampacitos, localizada al Noroeste, se caracteriza por capas con un rumbo Norte 110° y una inclinación de 10º hacia el Suroeste. La sección está compuesta por una secuencia sedimentaria de 19.05 m de espesor, con intercalaciones de lutita y arenisca, así como cinco capas de carbón con espesores comprendidos entre 0.25 m y 1.57 m (Figura 2C). La sección estudiada de la Subcuenca San Patricio, ubicada en la parte Noroeste, es caracterizada por capas con un rumbo Norte 20° y una inclinación de 08° hacia el Sureste. La sección mide 26.05 m de espesor y está compuesta por lutita y arenisca con intercalaciones de siete capas de carbón con espesores de 0.25 m a 0.55 m (Figura 2D).

La sección estudiada de la Subcuenca Adjuntas, localizada en la parte Noroeste, presenta capas con un rumbo Norte 310° y una inclinación de 15° hacia el Noreste. Se reconoció una secuencia sedimentaria de 14.87 m de espesor, con facies de lutita y arenisca y con intercalación de dos capas de carbón con espesor de 0.15 m a 0.25 m (Figura 2E).

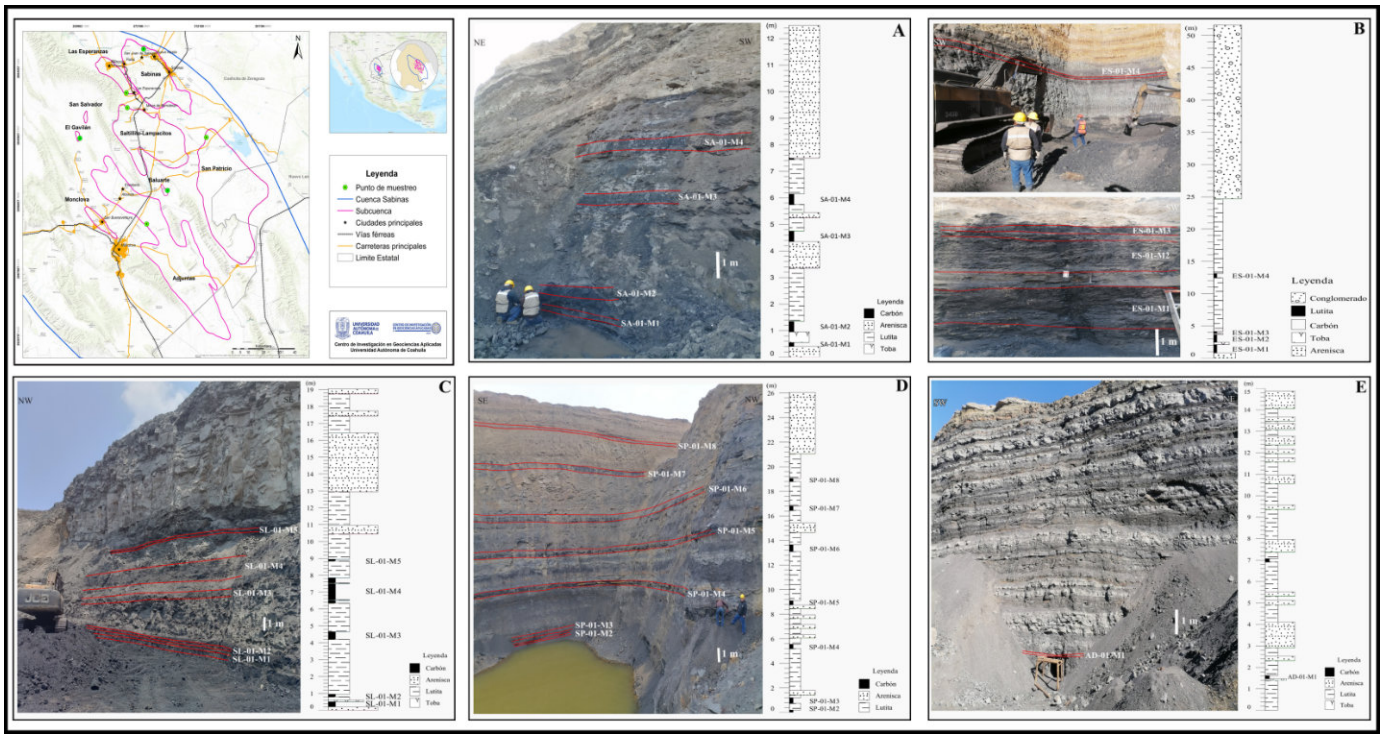


Figura 2. Secciones estudiadas y columnas litoestratigráficas de la Fm. Olmos en cada una de las subcuencas de carbón. A - Mina Santa Isabel (Subcuenca Sabinas), B - Mina Signum (Subcuenca Las Esperanzas), C - Mina Palo Blanco (Subcuenca Saltillito-Lampacitos), D - Mina Canesa (Subcuenca San Patricio) y E - Mina Minely (Subcuenca Adjuntas).

3.2 Modelado geoestadístico:

En la Subcuenca Sabinas se realizaron dos perfiles geológicos (A - A´ y B - B´) en dirección suroeste–noreste y otro en dirección noroeste – sureste (C - C´). Cabe destacar que en la zona centro – suroeste el carbón se encuentra a una profundidad superior a 300 m. En esta subcuenca se delimitó un área aproximada de 287 km^2 (Figura 3-SS).

En la Subcuenca Las Esperanzas se realizó un perfil geológico (D - D´) en dirección suroeste – noreste y otro (E - E´) con dirección noroeste – sureste. En la

zona central, en dirección noroeste – sureste, se encuentra la zona del carbón a una profundidad superior a 300 m. En esta subcuenca se delimitó un área de 87 km^2 (Figura 3-SLE).

En la Subcuenca Saltillito-Lampacitos se realizaron dos perfiles geológicos (F - F´ y G - G´) en dirección suroeste – noreste, y un perfil en dirección noroeste – sureste (H - H´). Cabe destacar que en la zona central, en dirección noroeste – sureste, el carbón se encuentra a una profundidad superior a 300 m. El área delimitada para esta subcuenca es de 675 km^2 (Figura 3-SSL).

En la Subcuenca San Patricio se realizó un perfil geológico (I - I´) en dirección suroeste – noreste y otro (J - J´) en dirección noroeste – sureste. Se puede destacar que en la zona centro - norte se identificó el carbón a una profundidad superior a 300 m. En esta subcuenca se delimitó un área de 874 km^2 (Figura 3-SSP).

En la Subcuenca Adjuntas se realizaron dos perfiles geológicos (K - K´ y L - L´) en dirección suroeste – noreste. El carbón se puede identificar en la zona centro – norte, a una profundidad superior a 300 m. En esta subcuenca se ha delimitado un área de 641 km^2 (Figura 3-SA).

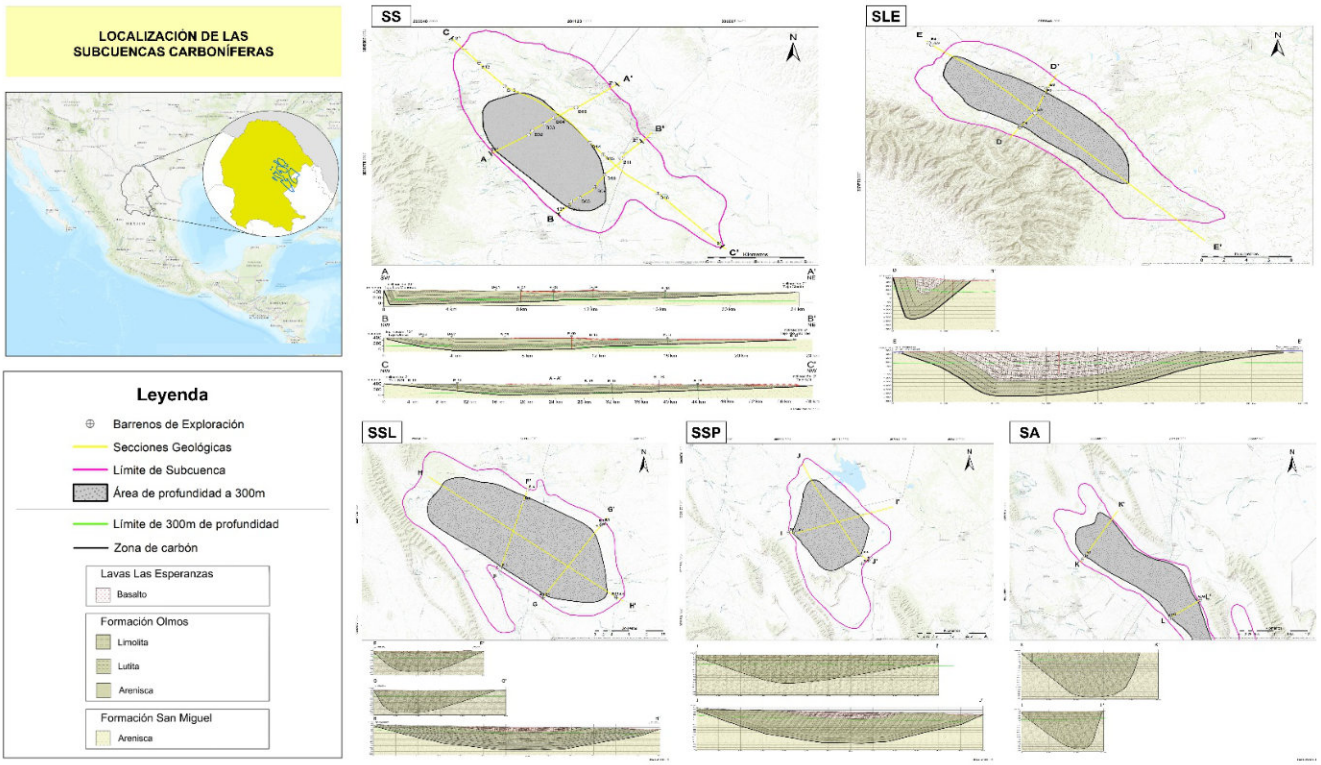


Figura 3. Localización de las secciones geológicas y áreas calculadas mayor a 300 m de las capas de carbón para cada una de las subcuencas. SS – Subcuenca Sabinas, SLE – Subcuenca Las Esperanzas, SSL– Subcuenca Saltillito-Lampacitos, SSP – Subcuenca San Patricio, SA – Subcuenca Adjuntas.

3.3 Estimación de recursos y evaluación del potencial geológico de CO_2.

Los resultados de las pruebas de sorción (adsorción/desorción) mediante la técnica volumétrica, utilizando una temperatura constante de 35ºC en muestras de carbón bituminoso en la Cuenca de Sabinas (Enciso et al., 2015), permitieron estimar que la capacidad de almacenamiento de CH_4 de las subcuencas de carbón varía entre 7.80 m^3/ton, a una presión de 57.44 bar, y 10.33 m^3/ton, a una presión de 61.03 bar. Si embargo, utilizando como referencia los datos de pruebas de sorción

de CH_4 y CO_2 realizadas en submuestras de un mismo carbón (Krooss et al., 2002; Metz, 2005; Fujioka, 2008; Godec et al., 2014), fue posible definir un factor de sorción. Este factor de sorción estipula que la sorción utilizando CO_2 es 1.8 veces mayor que la sorción con CH_4. Por lo que, este valor puede ser considerado como la relación de CO_2/CH_4 para estimar el potencial de almacenamiento de CO_2 (Tabla 1).

En la Subcuenca Sabinas se estimó un espesor promedio de 2.02 m, una densidad de 1.53 g/cm³, recursos inferidos de carbón de 887 Mt, y se ha considerado un valor de sorción de CH_4 de 9.67 m³/ton a una presión de 60.84 bar. En consecuencia, se estima que las capas del carbón de la Subcuenca Sabinas tienen un potencial de almacenamiento de CH_4 del orden de 8,573 Mm³ y de CO_2 de 10,493 Mt (Tabla 1).

En la Subcuenca Las Esperanzas se estimó un espesor promedio de 1.25 m, una densidad de 1.41 g/cm³, recursos inferidos de carbón de 153 Mt, y se consideró un valor de sorción de CH_4 de 8.48 m³/ton a una presión de 59.77 bar. Por lo tanto, se estima que las capas del carbón de la Subcuenca Las Esperanzas presentan un potencial de almacenamiento de CH_4 de 1,300 Mm³ y de CO_2 1,591 Mt de CO_2 (Tabla 1).

En la Subcuenca Saltillito-Lampacitos se estimó un espesor promedio de 1.21 m, una densidad de 1.50 g/cm³, recursos inferidos de carbón de 1,226 Mt, y se consideró un valor de sorción de CH_4 de 7.80 m³/ton a una presión de 57.44 bar. En consecuencia, se estima que las capas del carbón de la Subcuenca Saltillito-Lampacitos tienen un potencial de almacenamiento de CH_4 de 12,836 Mm³ y un potencial de almacenamiento de CO_2 de 11,704 Mt (Tabla 1).

En el caso de la Subcuenca San Patricio, se estimó un espesor promedio de 1.10 m, una densidad de 1.43 g/cm³, recursos inferidos de carbón de 1,375 Mt, y se consideró un valor de sorción de CH_4 de 10.33 m³/ton a una presión de 61.03 bar. Por lo tanto, se estima un potencial de almacenamiento de CH_4 de 14,205 Mm³ y de CO_2 de 17,387 Mt en la Subcuenca San Patricio (Tabla 1).

En la Subcuenca Adjuntas, se estimó un espesor promedio de 0.15 m, una densidad de 1.40 g/cm³, recursos inferidos de carbón de 135 Mt, y se consideró un valor de sorción de CH_4 de 8.96 m³/ton a una presión de 59.56 bar. Por lo tanto, se estima que las capas de da Subcuenca Adjuntas presentan un potencial de almacenamiento de CH_4 de 1,206 Mm³ y de CO_2 1,476 Mt (Tabla 1).

Con base en la información anterior, el potencial de almacenamiento geológico de CO_2 en capas de carbón para las cinco subcuencas carboníferas de la Cuenca Sabinas corresponde a un valor aproximado de 42,651 Mt. A nivel nacional, esta cantidad representa 86 años de las emisiones de CO_2 reportadas en el año 2019, equivalentes a 494 Mt (SEMARNAT, 2019), y representa 666 años a nivel estatal (Coahuila), considerando las emisiones de CO_2 equivalentes, indicadas en 2016, que fueron de 64 Mt (SMA, 2016) (Tabla 1).

Tabla 1. Cálculo de la estimación de almacenamiento de CO_2 en capas de carbón a 300 m de profundidad en las subcuencas del área de estudio. Mt – Millones de toneladas, Mm³ – Millones de metros cúbicos.

Subcuenca	Área de estudio	Espesor	Densidad	Recursos inferidos	Adsorción de CH_4	Potencial de CH_4	Relación de CO_2/CH_4	Potencial CO_2	Potencial CO_2	Relación Potencial CO_2/ Emisión Anual nacional	Relación Potencial CO_2/ Emisión Anual Estatal
	km²	m	g/cm³	Mt	m³/ton	Mm³		Mm³	Mt	Años	Años
Sabinas	287	2.02	1.53	887	9.67	8,573	1.80	15,431	10,493	21	164
Las Esperanzas	87	1.25	1.41	153	8.48	1,300	1.80	2,339	1,591	3	25
Saltillito - Lampacitos	675	1.21	1.50	1,226	7.80	9,562	1.80	17,212	11,704	24	183
San Patricio	874	1.10	1.43	1,375	10.33	14,205	1.80	25,569	17,387	35	272
Adjuntas	641	0.15	1.40	135	8.96	1,206	1.80	2,170	1,476	3	23
TOTAL	2,564	1.15	1.45	3,775				62,721	42,651	86	666

5. Conclusiones

1. El levantamiento de datos de campo de cinco subcuencas carboníferas de la Cuenca de Sabinas y su modelado geoespacial con ArcMap permitieron delimitar una extensión de 2,564 km^2 de áreas potenciales para el almacenamiento geológico de CO_2.

2. La inyección y almacenamiento de CO_2 en capas de carbón en las cinco subcuencas representa una alternativa para impulsar políticas y proyectos sostenibles para la minería del carbón.

3. La Cuenca Sabinas presenta un potencial de almacenamiento geológico de 42,651 Mt de CO_2 en 3,775 Mt de carbón, el cual no es explotable por los métodos de minería convencional.

4. El almacenamiento geológico de CO_2 estimado en este trabajo, representa un potencial equivalente a 86 años de las emisiones de carbono a nivel nacional en México y 666 años de las emisiones de este gas de efecto invernadero en el estado de Coahuila.

6. Agradecimientos

Los autores desean agradecer al proyecto IMPULSA-UAdeC 2024-59 de la Dirección de Investigación y Posgrado de la UAdeC, al Programa Nacional de Becas para Estudios de Posgrado de la Secretaría de Ciencia, Humanidades, Tecnología e Innovación (SECIHTI) de México y al fondo Estancias sabáticas vinculadas a la consolidación de grupos de investigación convocatoria 2025 - SECIHTI por el financiamiento del Proyecto 11038806, Estudio de las propiedades de adsorción/desorción de gas en muestras de carbón y su aplicación al almacenamiento geológico de CO_2 y aprovechamiento sustentable del CBM, Región Carbonífera de Coahuila, NE de México y proyecto COECYT-FONCYT COAH-2022-C19-C148 del Consejo Estatal de Ciencia y Tecnología de Coahuila (COECYT) por el apoyo financiero para desarrollar este producto académico. También agradecemos el apoyo institucional de la Universidad Fernando Pessoa (UFP), Centro de Investigación en Geociencias Aplicadas (CIGA-UAdeC) y al Centro de Estudios e Investigaciones Interdisciplinarios (CEII) por su contribución científica y tecnológica. Los autores agradecen a la Fundación Fernando Pessoa el permiso para incluir esta investigación en el plan de trabajo del I3ID, así como a MARE/URI Coimbra. Finalmente, agradecemos al Consejo Directivo Nacional de la AIMMGM por su apoyo y promoción de la presente investigación en la temática del carbón.

7. Referencias citadas

Abid, H. R., Iglauer, S., Al-Yaseri, A., & Keshavarz, A. 2021, Drastic enhancement of CO2 adsorption capacity by negatively charged sub-bituminous coal. Energy, 233. https://doi.org/10.1016/j.energy.2021.120924.

Beamish, B.B., Crosdale, P.J.1993, Characterising the methane sorption behaviour of banded coals in the Bowen Basin, Australia. En: Proceedings of the 1993 International Coalbed Methane Symposium, May 17-21, p. 145-150.

Busch, A., & Gensterblum, Y. 2011, CBM and CO2-ECBM related sorption processes in coal: a review. International Journal of Coal Geology, 87(2), 49-71.

Camacho-Ortegón, L.F., Camacho-Guerra, L.F., Bueno-Tokunaga, A. Enciso-Cárdenas, J.J. 2020, La diversificación sostenible del mercado del carbón del Estado de Coahuila por generación de valor agregado; una oportunidad para la minería de la Subcuenca de Sabinas. GEOMIMET No. 346. ISSN 0185-1314.

CAMIMEX Informe Anual 2023 de la Cámara Minera de México LXXXVI Asamblea General Ordinaria. 2023, Disponible en: https://www.camimex.org.mx/application/files/7416/8935/9978/info_2023.pdf (Consultado el 28 de julio de 2023).

Cheng, Y., Zhang, X., Lu, Z., jun Pan, Z., Zeng, M., Du, X., & Xiao, S. 2021, The effect of subcritical and supercritical CO2 on the pore structure of bituminous coals. Journal of Natural Gas Science and Engineering, 94, 104132. https://doi.org/10.3389/feart.2023.1188302.

Clarkson, C.R., Bustin, R.M. 2000, Binary gas adsorption/desorption isotherms: effect of

moisture and coal composition upon carbon dioxide selectivity over methane. International Journal of Coal Geology 42, 241-271.

Consejo de Recursos Minerales (COREMI). 1994, Inventario Minero y Exploración del carbón en el Estado de Coahuila. Secretaria de Energía, Minas e Industria Paraestatal, Subsecretaria de Minas. México, D.F. ISBN 968 6710 42 6.

Crosdale, P., Beamish, B. 1993, Maceral effects on methane sorption by coal. En: Beeston, J.W., Ed., New Developments in Coal Geology – Symposium, Brisbane, Australia, p. 93-98.

Crosdale, P.J., 1996, Mixed CH4/CO2 sorption by coal. En: Boyd, R.L., Mackenzie, G.A. (Eds.), Proceedings of the Thirtieth Newcastle Symposium on "Advances in the Study of the Sydney Basin", Newcastle, NSW, Australia, p. 167-173.

Eguiluz, A.S. 2007, Exploración petrolera cuantitativa, ejemplos y resultados de los estudios de plays en la Cuenca de Sabinas Coahuila, México: Geociencia. Revista del Servicio Geológico Mexicano, 1(1), 7-34.

Enciso-Cárdenas, J. J., de la Rosa-Rodríguez, G., González-Partida, E., de Jesús Martínez-Hernández, D., Camacho-Ortegón, L. F., Tokunaga, A. B., & Carrillo, D. M. 2024, Estimación del potencial de CBM, una oportunidad para la diversificación de la industria del carbón en México. Revista GEOMIMET No. 372, ISSN 0185-1314. https://www.revistageomimet.mx/wp-content/uploads/2024/12/G_372.pdf

Enciso-Cárdenas, J. J., Rodrigues, C., Martínez, L., Camacho-Ortegón, L. F., Lemos de Sousa, M. J., la O-Burrola, D., & Dinis, M. A. P. 2015, Estudio de las propiedades de adsorción/desorción de gas en el carbón de la Cuenca de Sabinas en México: Study of gas adsorption/desorption properties in coals of Sabinas Basin on Mexico. Revista Internacional de Investigación e Innovación Tecnológica, 3(15), 1-12.

Enciso-Cárdenas, J.J., Bueno-Tokunaga, A., De la Rosa-Rodríguez, G., Camacho-Ortegón, L.F., Rodrigues, C.F.A., Lemos de Sousa, M.J., Martínez-Carrillo, D. 2021, Determinación de volumen de CH4 en mantos de carbón, Fm. Olmos, Subcuenca de Sabinas, México. Memoria XXXIV Convención Internacional de Minería.

Fujioka, M., Furukawa, H., & Nako, M. 2008, The outcome of CO2-ECBM Yubari pilot test. Journal of MMIJ, 124(12), 890-897. https://doi.org/10.2473/journalofmmij.124.890.

Gale, J. J. 2004, Using coal seams for CO2 sequestration. Geologica Belgica. 7(1–2), In press.

Ghiat, I., & Al-Ansari, T. 2021, A review of carbon capture and utilization as a CO2 abatement opportunity within the EWF nexus. In Journal of CO2 Utilization (Vol. 45). Elsevier Ltd. https://doi.org/10.1016/j.jcou.2020.101432.

Godec, M., Koperna, G., & Gale, J. 2014, CO2-ECBM: a review of its status and global potential. Energy Procedia, 63, 5858-5869. https://doi.org/10.1016/j.egypro.2014.11.619.

González-Partida, E., González-Betancourt, A.Y., Camprubí, A., Carrillo-Chávez, A., Iriondo, A., Enciso-Cárdenas, J.J., González Carrillo, F., Vázquez Ramírez, J.T.. 2022, Tiempos de acumulación de carbón en México con especial énfasis en la Cuenca de Sabinas México, donde se proporcionan nuevos datos geocronológicos: Revista Mexicana de Ciencias Geológicas, v. 39, núm. 3, p. 293-307. http://dx.doi.org/10.22201/cgeo.20072902e.2022.3.1704

Greaves, K.H., Owen, L.B., McLennan, J.D., Olszewski, A. 1993, Multi-component gas adsorption-desorption behaviour of coal. En: Proceedings of the 1993 International Coalbed Methane Symposium, May 17-21, p. 197-205.

Hughes, J. D., Klatzel-Mudry, L., & Nikols, D. J. 1989, A standardized coal resource/reserve reporting system for Canada.

Ibrahim, A. F., & Nasr-El-Din, H. A. 2018, CO2 Injection in Coal Formations for Enhanced Coalbed Methane and CO2 Sequestration. Natural Gas Processing from Midstream to Downstream, 89-111. https://doi.org/10.1002/9781119269618.ch4.

Katyal, S., Valix, M., & Thambimuthu, K. 2007, Study of parameters affecting enhanced

coal bed methane recovery. Energy Sources, Part A, 29(3), 193-205. http://dx.doi.org/10.1080/009083190965433

Krooss, B. V., Van Bergen, F., Gensterblum, Y., Siemons, N., Pagnier, H. J. M., & David, P. 2002, High-pressure methane and carbon dioxide adsorption on dry and moisture-equilibrated Pennsylvanian coals. International Journal of Coal Geology, 51(2), 69-92. https://doi.org/10.1016/S0166-5162(02)00078-2.

Laenen B and Hildenbrand A. 2005, Development of an empirical model to assess the CO2-ECBM potential of a poorly explored basin. Proceedings of the 4th Annual Conference on Carbon Capture and Sequestration, Alexandria, VA, USA, paper number 221, pp. 1–7.

Lamberson, M.N., Bustin, R.M. 1993, Coalbed methane characteristics of Gates Formation coals, Northeastern British Columbia: Effect of maceral composition. American Association of Petroleum Geologists Bulletin 77, 2062-2076.

Mavor, M.J., Owen, L.B. and Pratt, T.J. 1990, Measurement and evaluation of coal sorption isotherm data. En: 65th Annual Technical Conference and Exhibition of the Society of Petroleum Engineers, Society of Petroleum Engineers (Doc. SPE 20728), New Orleans, LA, September 23-26, p. 157-170.

Metz, B., Davidson, O., De Coninck, H. C., Loos, M., & Meyer, L. 2005, IPCC special report on carbon dioxide capture and storage. Cambridge: Cambridge University Press.

Obregón-Andría, L., y Muñoz-Loredo, G. 1988, Evolución de los carbones de Coahuila. Ciencia y Desarrollo, no. 79, año XIV, 71-81 p. Sacristán-Roy, E. (2006): Las privatizaciones en México. Economía UNAM, v. 3, no. 9. 54-64 p.

ONU Acuerdo de Paris. 2015a, https://unfccc.int/sites/default/files/spanish_paris_agreement.pdf

ONU Transformar nuestro mundo: la Agenda 2030 para el Desarrollo Sostenible. 2015b, Disponible en: https://documents-dds-ny.un.org/doc/UNDOC/GEN/N15/291/89/PDF/N1529189.pdf?OpenElement

Ottiger, S., Pini, R., Storti, G., Mazzotti, M. 2008, Competitive adsorption equilibria of CO2 and CH4 on a dry coal. Adsorption 14, 539–556.

Ramos, A. D. S., de Araujo, G. E., Siviero, L., Ketzer, J. M., Heemann, R., Lourega, R. V., & Rodrigues, L. F. 2018, Comparative assessment between different sample preparation methodologies for PTGA CO2 adsorption assays—Pellet, powder, and fragment samples. Adsorption Science & Technology, 36(7-8), 1441-1455. doi:10.1177/0263617418779459.

Rodrigues, C. F. A., Silva, J. M. D., Dinis, M. A. P., & Sousa, M. L. D. 2018, Effect of gas compressibility factor estimation in coal sorption isotherms accuracy. International Journal of Oil, Gas and Coal Technology, 19(2), 230-247.

Rodrigues, C.F., Lemos de Sousa, M.J. 2002, The measurement of coal porosity with different gases. International Journal of Coal Geology 48, 245–251.

Sampath, K.H.S.M., Perera, M.S.A., Matthai, S.K., Ranjith, P.G., Li, D. 2020, Modelling of fully-coupled CO2 diffusion and adsorption-induced coal matrix swelling. Fuel 262, 116486.

Sandoval-Dávila, D. 2019, Viabilidad técnica para el almacenamiento del CO2, en lechos de carbón en México. (Tesis de Licenciatura, Instituto Politécnico Nacional).

Sarhosis, V., Hosking, L. J., & Thomas, H. R. 2016, Carbon sequestration potential of the South Wales Coalfield. Environmental Geotechnics, 5(4), 234-246.

Secretaria de Economía (SE). 2022, Perfil de Mercado del Carbón. Dirección General de Desarrollo Minero. https://www.gob.mx/cms/uploads/attachment/file/692304/4._Perfil_Carb_n_2021__T_.pdf

Secretaria de Economía (SE). 2021. Perfil de mercado del carbón. Dirección General de Desarrollo Minero.

SEMARNAT (Secretaría de Medio Ambiente y Recursos Naturales). 2007, Estudio para identificar las capacidades de la minería de carbón en el uso y aprovechamiento del gas

metano asociado. Hermosillo, Sonora: SEMARNAT.

SEMARNAT (Secretaría de Medio Ambiente y Recursos Naturales). 2018, Informe de la Situación del Medio Ambiente en México: Capitulo 5. Atmósfera. Semarnat. México. 2018. Disponible en: https://apps1.semarnat.gob.mx:8443/dgeia/informe18/tema/pdf/Cap5_atmosfera.pdf. Fecha de consulta: mayo del 2023.

Servicio Geológico Mexicano (SGM), 2008a. Carta Geológica-Minera Nueva Rosita G14-1, Escala 1:250,000, Estado de Coahuila. https://mapserver.sgm.gob.mx/Cartas_Online/geologia/70_G14-1_GM.pdf

Servicio Geológico Mexicano (SGM). 2008b, Carta Geológica-Minera Monclova G14-4, Escala 1:250,000, Estado de Coahuila. https://mapserver.sgm.gob.mx/Cartas_Online/geologia/71_G14-4_GM.pdf

Shi, F., Deng, B., Yin, G., Zhang, D., Li, M., Liu, P., & Liu, C. 2019, Kinetic behavior of heterogeneous sorption deformation on coal: Effect of maceral/micro-lithotype distribution. International Journal of Coal Geology, 216, 103324. https://doi.org/10.1016/j.coal.2019.103324

Stevenson, M.D., Pinczewski, W.V., Somers, M.L., Bagio, S.E. 1991, Adsorption/ desorption of multicomponent gas mixtures at in-seam conditions. En: SPE Asia-Pacific Conference, Society of Petroleum Engineers (Doc. SPE 23026), Perth, Western Australia, 4-7 November, p. 741756.

Sun, X., Yao, Y., & Liu, D. 2021, The behavior and efficiency of methane displaced by CO2 in different coals and experimental conditions. Journal of Natural Gas Science and Engineering, 93, 104032.

Tang, Y., Yang, R., & Bian, X. 2014, A review of sequestration projects and application in China. The Scientific World Journal, 2014. https://doi.org/10.1155/2014/381854

Welkenhuysen, K., Piessens, K., Baele, J. M., Laenen, B., & Dusar, M. 2011, CO2 storage opportunities in Belgium. Energy Procedia, 4, 4913-4920.

White, C. M., Smith, D. H., Jones, K. L., Goodman, A. L., Jikich, S. A., LaCount, R. B., DuBose, S. B., Ozdemir, E., Morsi, B. I., and Schroeder, K. T. 2005, Sequestration of carbon dioxide in coal with enhanced coalbed methane recovery: A review. Energy and Fuels, 19(3):659–724. https://doi.org/10.1021/ef040047w

Xiang, J.H., Zeng, F.G., Liang, H.Z., Li, B., Song, X.X. 2014, Molecular simulation of the CH4/CO2/H2O adsorption onto the molecular structure of coal. Science China, Earth Sciences 57 1749–1759.

Automatización en la Digitalización de Mapeo Geológico mediante el Análisis de Imágenes

Ana Karen Hernández Zavala

Datamine Software
Anakaren.hernandez@dataminesoftware.com

Resumen

El análisis y digitalización de mapeos geológicos es un proceso fundamental para la caracterización litológica y estructural en la operación minera y estudios geotécnicos. Sin embargo, la gran cantidad de mapeos históricos y la producción diaria de información geológica demandan métodos automáticos que mejoren la precisión y eficiencia del procesamiento. En este trabajo se proponen técnicas de procesamiento digital de imágenes y aprendizaje automático para segmentar estructuras geológicas en mapeos escaneados. Se combinan filtros de textura, análisis en espacio de color y algoritmos de clustering para segmentar características litológicas. Además, se aplican operaciones morfológicas para limpiar y refinar los contornos de las regiones segmentadas, logrando una mejora significativa en la calidad de los polígonos generados. Los resultados obtenidos son exportados en formatos como dxf para ser incorporados a softwares para el modelamiento, además, sirven como base para desarrollar modelos supervisados que permiten optimizar la digitalización de grandes cantidades de mapeos históricos y de la producción diaria. Esto contribuye a reducir los tiempos y a acelerar procesos en digitalización para la actualización eficiente del modelamiento geológico.

La metodología propuesta también puede extenderse a mapas regionales y secciones, aportando valor en diferentes escalas geológicas. Los resultados muestran una segmentación clara de unidades geológicas facilitando la generación de actualización de los modelos geológicos.

Abstract

The analysis and digitization of geological maps is a fundamental process for lithological and structural characterization in mining operations and geotechnical studies. However, the large number of historical maps and the daily production of geological information require automatic methods that improve the accuracy and efficiency of processing. This paper proposes digital image processing and machine learning techniques to segment various geological structures in scanned maps. Texture filters, color space analysis, and clustering algorithms are combined to segment lithological features. In addition, morphological operations are applied to clean and refine the contours of the segmented regions, achieving a significant improvement in the quality of the generated polygons. The results obtained are exported in formats such as dxf to be incorporated into modeling software. They also serve as a basis for developing supervised models that optimize the digitization of large amounts of historical maps and daily production. This helps reduce time and speed up digitization processes for efficient updating of geological modeling.

The proposed methodology can also be extended to regional maps and sections, providing value at different geological scales. The results show a clear segmentation of geological units, facilitating the generation of updated geological models.

Introducción

Los mapeos contienen información importante de la litología, estructuras y zonas mineralizadas que requieren ser integradas en modelos geológicos. Tradicionalmente, este flujo de trabajo ha sido manual, lento y expuesto a errores. Además, aún existen empresas con gran cantidad de mapeos históricos y datos geológicos, y aún se siguen generando diariamente lo que hacen indispensable el uso de métodos automáticos.

El objetivo principal es desarrollar una metodología que combine técnicas de procesamiento digital de imágenes y aprendizaje automático no supervisado para segmentar

características geológicas relevantes en mapeos escaneados. Adicionalmente, se propone que los resultados del clustering no supervisado sirvan como base para construir modelos supervisados que permitan optimizar los trabajos futuros, ya sean históricos o provenientes de la producción diaria, facilitando la actualización continua de modelos geológicos y mejorando la gestión de información.

Aunque este estudio se centra en la segmentación y análisis de mapeos elaborados directamente en mina por geólogos, la metodología propuesta es también aplicable a mapas regionales y secciones, ampliando su utilidad para proyectos a diferentes escalas y fases.

Metodología

El desarrollo de este trabajo se basó en la implementación de técnicas de aprendizaje automático no supervisado para la digitalización y segmentación automática de mapas geológicos elaborados a mano y posteriormente escaneados, enfocándose en la identificación precisa de estructuras relevantes y zonas mineralizadas.

Adquisición y Preprocesamiento de Datos

Se partió de imágenes digitales obtenidas mediante escaneos de mapeos geológicos elaborados en campo por geólogos de campo. Estas imágenes, en formato JPG, fueron normalizadas y redimensionadas para garantizar uniformidad en el análisis. Se aplicaron técnicas clásicas de procesamiento de imágenes, como detección de bordes mediante el algoritmo Canny (Canny, 1986), y filtrado bilateral para suavizar sin perder detalles relevantes (Tomasi y Manduchi, 1998).

Características

Para capturar información textural y cromática representativa de las estructuras geológicas, se emplearon filtros de multiorientación y multiescala, que han demostrado ser efectivos para la segmentación de imágenes complejas (Jain y Farrokhnia, 1991). A la vez, se utilizaron espacios de color perceptualmente uniformes para incorporar características de color robustas a variaciones de iluminación y tono.

Segmentación

La combinación de características texturales y de color se sometió a un proceso de reducción de dimensionalidad y escalamiento estándar, seguido de la aplicación de k-means, para la segmentación de las regiones de interés (MacQueen, 1967). Esta técnica permite agrupar píxeles con características similares sin necesidad de datos etiquetados, facilitando la automatización del análisis de datos.

Supervisión y Optimización

La segmentación no supervisada sirvió como base para la generación automática de etiquetas preliminares, que posteriormente fueron validadas y corregidas manualmente, constituyendo así un conjunto de datos de mejor calidad. Con ello, se entrenaron modelos de aprendizaje supervisado, como Random Forest y Redes Neuronales Profundas (DNN), que permitieron capturar relaciones más complejas entre las características extraídas (texturales, cromáticas y morfológicas) y las clases geológicas de interés. El uso de métricas de desempeño como precisión garantizaron la robustez del modelo frente a variaciones en las condiciones de mapeo y escaneo.

Una vez entrenado, el modelo supervisado se implementó en un proceso de trabajo iterativo para el análisis de nuevos datos. Este enfoque permite la incorporación continua de datos de producción diaria y mapeos históricos, que son procesados automáticamente, disminuyendo el tiempo de digitalización. Con esto, se optimizan tanto los tiempos como los costos asociados a la digitalización y análisis de mapeos, optimizando el flujo de trabajo.

Resultados

La implementación inicial de la segmentación no supervisada por k-means basada en características texturales y cromáticas permitió una diferenciación eficaz de las estructuras geológicas presentes en los mapeos de mina. Se observaron clusters bien definidos que facilitaron la identificación preliminar de vetas, zonas alteradas y estructuras, reduciendo significativamente el ruido visual y mejorando la claridad interpretativa en comparación con mapeos manuales tradicionales. Este proceso

puede observarse en la Ilustración 1, donde se muestra el mapeo original, su versión preprocesada y el resultado de la segmentación automática.

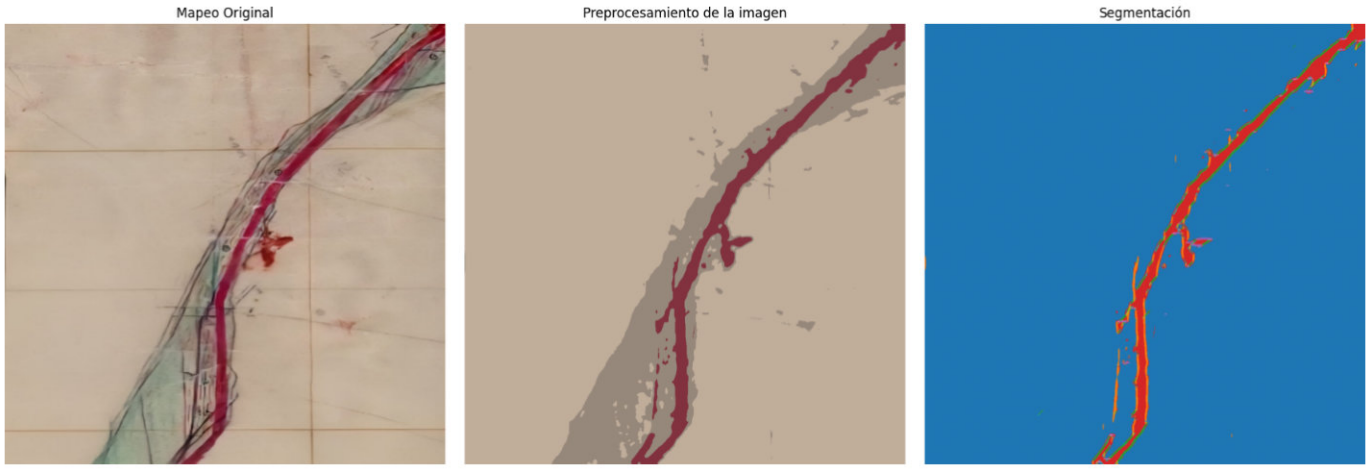


Ilustración 1. Proceso de digitalización y segmentación automatizada aplicado a un mapeo geológico de mina. La imagen muestra, de izquierda a derecha: (1) el mapeo geológico original escaneado, (2) el resultado del preprocesamiento digital, que incluye remoción de artefactos, normalización de contraste y suavizado de bordes, y (3) la imagen segmentada mediante técnicas de aprendizaje automático no supervisado, donde las vetas han sido identificadas y resaltadas en color rojo para facilitar su interpretación visual y análisis posterior.

Al integrar el modelo supervisado entrenado con las etiquetas previamente revisadas y validadas, se logró un aumento sustancial en la precisión de clasificación, con métricas promedio superiores al 90% de exactitud en la identificación de unidades geológicas críticas. La combinación de aprendizaje no supervisado para generación de etiquetas iniciales y aprendizaje supervisado a partir de estas etiquetas permitió superar limitaciones comunes en la digitalización, especialmente en zonas con características complejas.

Estos avances posicionan la metodología como una solución robusta para la digitalización y análisis de mapeos geológicos, con aplicaciones potenciales tanto en estudios regionales como en secciones mineras, y representan un aporte significativo al uso de inteligencia artificial en geología aplicada con un mecanismo de control que implica la revisión periódica de resultados que permitan realizar ajustes de etiquetado que refuercen continuamente el entrenamiento y el rendimiento de los modelos, obteniendo beneficios financieros evidentes por la mejora de la eficiencia y precisión.

Conclusiones

El presente estudio demuestra que la combinación de técnicas de aprendizaje automático no supervisado y supervisado representa una solución eficaz para la digitalización y análisis de mapeos geológicos. La segmentación inicial basada en características texturales y cromáticas permitió obtener una clasificación preliminar precisa, mientras que la posterior supervisión con modelos entrenados y validados con datos históricos y de producción optimiza la precisión y confiabilidad de los resultados.

Esta metodología permite reducir considerablemente los tiempos y costos asociados a la digitalización manual de grandes volúmenes de información geológica. La capacidad de incorporar datos dinámicos y retroalimentar el modelo por un profesionista asegura una adaptación continua ante variaciones en las condiciones del yacimiento y en la calidad de la información disponible.

Agradecimientos

Un reconocimiento especial a la empresa de Datamine Software por facilitar la participación en instancias vinculadas a este trabajo.

Referencias

Bishop, C. 2006, Pattern Recognition and Machine Learning: Springer, New York, 738 p.

Canny, J. 1986, A computational approach to edge detection: IEEE Transactions on Pattern Analysis and Machine Intelligence, V. 8, no. 6, p. 679-698.

Goodfellow, I., Bengio, Y. y Courville, A. 2016, Deep Learning: MIT Press, Cambridge, 775 p.

Jain, A.K. y Farrokhnia, F. 1991, Unsupervised texture segmentation using Gabor filters: Pattern Recognition, V. 24, no. 12, p. 1167-1186.

MacQueen, J. 1967, Some methods for classification and analysis of multivariate observations: Proceedings of the Fifth Berkeley Symposium on Mathematical Statistics and Probability, V. 1, p. 281-297.

Pedregosa, F., Varoquaux, G., Gramfort, A., Michel, V., Thirion, B., Grisel, O., Blondel, M., Prettenhofer, P., Weiss, R., Dubourg, V., Vanderplas, J., Passos, A., Cournapeau, D., Brucher, M., Perrot, M. y Duchesnay, E. 2011, Scikit-learn: Machine learning in Python: Journal of Machine Learning Research, V. 12, p. 2825-2830.

Serra, J. 1982, Image Analysis and Mathematical Morphology: Academic Press, London, 610 p.

Tomasi, C. y Manduchi, R. 1998, Bilateral filtering for gray and color images: Proceedings of the IEEE International Conference on Computer Vision, p. 839-846.

MODELO 3D AEROGEOFÍSICO DE SIERRA DEL NIDO, CHIHUAHUA

Realizó:
Ing. Tania Vita Hernández Reyes,
Ing. Juan Diego Martínez Márquez

Servicio Geológico Mexicano
Correo electrónico:
taniahernandez@sgm.gob.mx

RESUMEN

Este trabajo presenta el modelo magnético 3D de la Sierra del Nido, Chihuahua, obtenido mediante la integración, técnicas de procesamiento e interpretación de datos aeromagnéticos y radiométricos de alta resolución, el cual fue realizado como apoyo para la prospección de minerales radiactivos y tierras raras, los cuales, debido a su origen, transporte, acumulación y conservación, presentan una estrecha relación.

A partir del análisis de los datos magnéticos, se identificaron los principales elementos estructurales del área, destacando una estructura semicircular con un diámetro aproximado de 20 km, la cual está afectada por un sistema de fracturamiento radial. También, se registraron nueve zonas anómalas con alto contenido de minerales ferromagnéticos, que se presume pueden estar originadas por troncos intrusivos sepultados, siete de los cuales están dispuestos con una orientación NW-SE controlados por un sistema de fracturamiento regional.

Por otro lado, con la radiometría se registraron concentraciones de torio delimitadas por la estructura semicircular interpretada y asociadas a las concentraciones de ferromagnéticos detectados a profundidad. Debido a que el Torio se emplea como guía para la exploración de tierras raras, se llevó a cabo una verificación de campo en la localidad de Campo Ochenta y Tres, empleando un espectrómetro de reflectancia y un analizador portátil de fluorescencia de rayos X (XRF), en dicha verificación se detectaron tierras raras ligeras (neodimio, praseodimio, cerio y lantano), así como itrio, el cual se considera una tierra rara pesada.

ABSTRACT

This study presents the 3D magnetic model of the Sierra del Nido, Chihuahua, obtained through the integration, processing, and interpretation of high-resolution aeromagnetic and radiometric data. The study was carried out to support the exploration of radioactive minerals and rare earth elements (REEs), which are closely related due to their origin, transport, accumulation, and preservation.

Based on the analysis of magnetic data, the main structural features of the area were identified, highlighting a semicircular structure approximately 20 km in diameter, which is affected by a radial fracture system. Additionally, nine anomalous zones with high concentrations of ferromagnetic minerals were recorded. These anomalies are presumed to be caused by intrusive bodies, seven of which are arranged in a NW-SE orientation, controlled by a regional fracturing system.

On the other hand, radiometric data revealed thorium concentrations confined within the interpreted semicircular structure and associated with the deep ferromagnetic anomalies. Since thorium is commonly used as a pathfinder element in rare earth exploration, a field verification was conducted in the locality of Campo Ochenta y Tres using a reflectance spectrometer and a portable X-ray fluorescence (XRF) analyzer. This verification confirmed the presence of light rare earth elements (LREE)—neodymium, praseodymium, cerium, and lanthanum—as well as yttrium, which is considered a heavy rare earth element (HREE).

INTRODUCCIÓN

En el marco del programa de exploración regional orientado a la evaluación del potencial de elementos de tierras raras en territorio nacional, el Servicio Geológico Mexicano (SGM) llevó a cabo diversos trabajos de exploración con el objetivo de revisar el potencial geológico de México y posicionarlo entre los países productores de estos elementos estratégicos. Para el desarrollo del presente estudio se emplearon los datos adquiridos por el SGM mediante metodologías aéreas de radiometría y magnetometría, obtenidos entre los años 2010 y 2012 (Figuras 3 y 4). Adicionalmente, se integraron los resultados del aná-

lisis de espectroscopía de reflectancia realizado en 2019, así como los datos obtenidos en 2025 mediante un analizador portátil de fluorescencia de rayos X (XRF), aplicado a tres muestras recolectadas en el área conocida como Campo Ochenta y Tres.

El torio puede actuar como una guía en la exploración de tierras raras, debido a su frecuente asociación con minerales que contienen estos elementos, como la monacita. Este mineral constituye no solo una de las principales fuentes de tierras raras, sino también una fuente significativa de torio . En este contexto, el presente trabajo tiene como objetivo analizar las anomalías de torio detectadas y su relación con las principales estructuras y cuerpos magnéticos superficiales y profundos, con el fin de identificar zonas con alto potencial para el emplazamiento de elementos de tierras raras. Asimismo, se busca confirmar la presencia de estos elementos mediante el uso de un espectrómetro de reflectancia y un analizador portátil de elementos XRF.

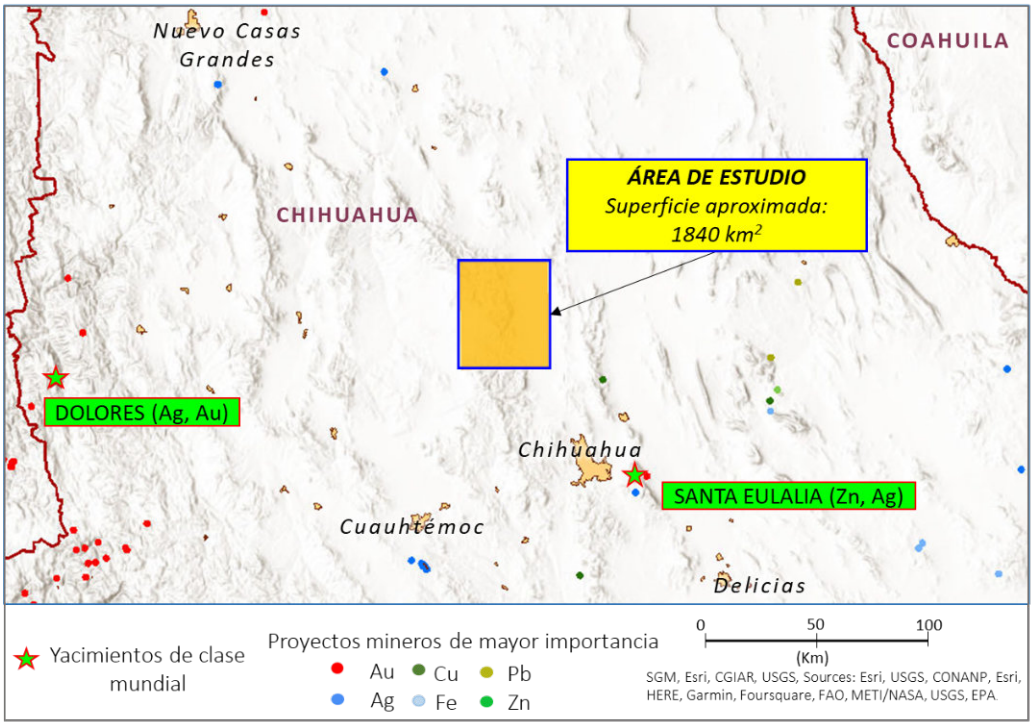


Figura 1. Localización del área de estudio y yacimientos de importancia en las proximidades

El área de estudio se localiza en la porción centro del estado de Chihuahua, aproximadamente a 55 km al noreste de la ciudad de Chihuahua (figura 1). En el área de estudio pertenece fisiográficamente a la provincia Sierras y Llanuras del Norte y Sierra Madre Occidental, dentro del terreno tectonoestratigráfico Chihuahua (Servicio Geológico Mexicano, 2024). La base de la columna estratigráfica corresponde a una secuencia volcánica de edad Eoceno-Oligoceno compuesta por derrames de basalto y traquiandesita. Sobreyacen las secuencias volcánicas de riolita-traquita, andesita basáltica, toba riolítica-ignimbrita, riolita-dacita y emplazamiento fisural en forma de domos compuesta por dacita y riolita. El Oligoceno está representado por vulcanismo de la unidad ignimbrita-toba riolítica y domos exógenos de la unidad de composición riolítica, las extrusiones estuvieron acompañadas por emanaciones de lavas basálticas en fallamiento normal (Servicio Geológico Mexicano, 2025). Finalmente se deposita conglomerado polimíctico y secuencias clásticas de origen continental del Cuaternario (figura 2).

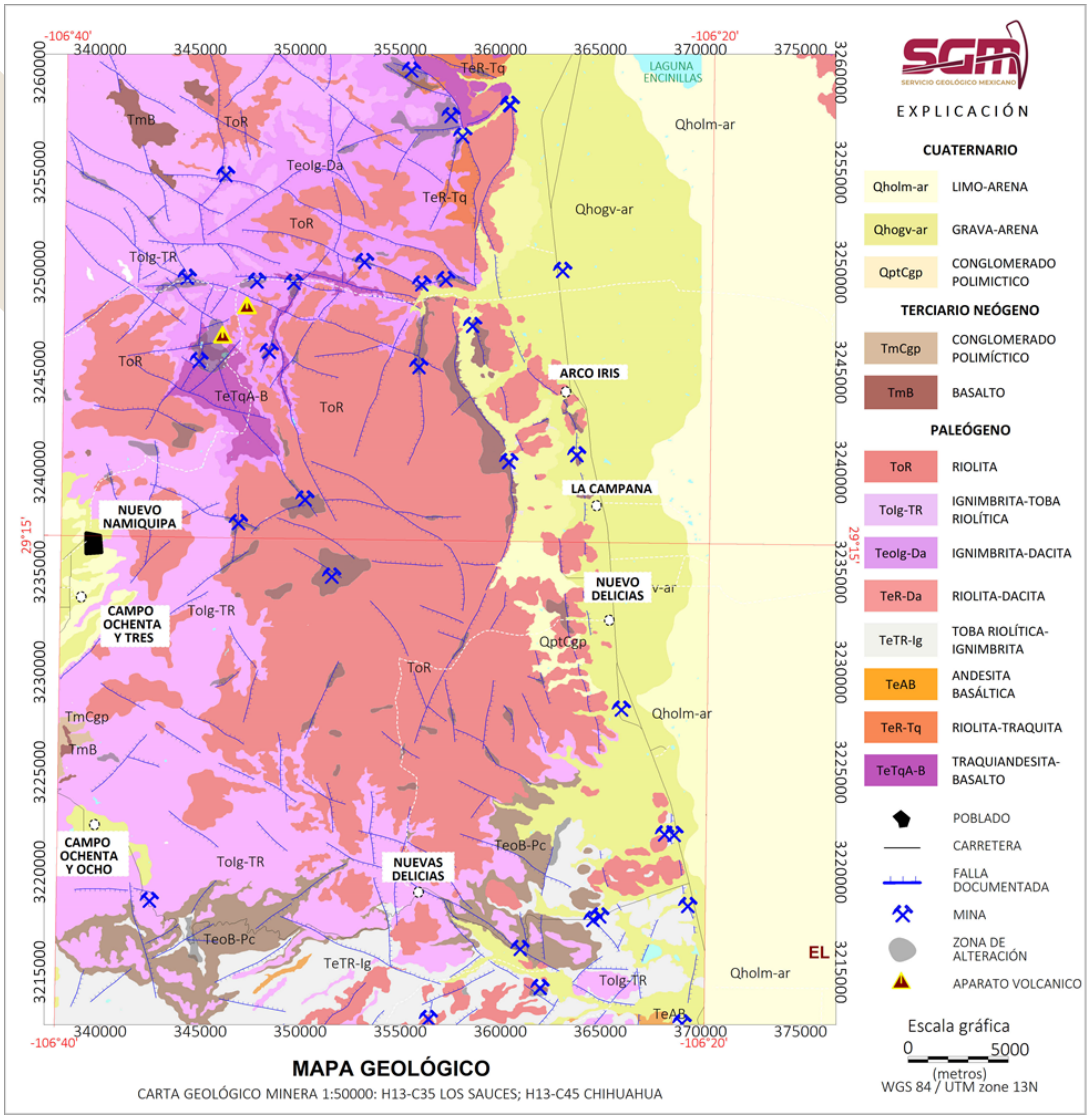
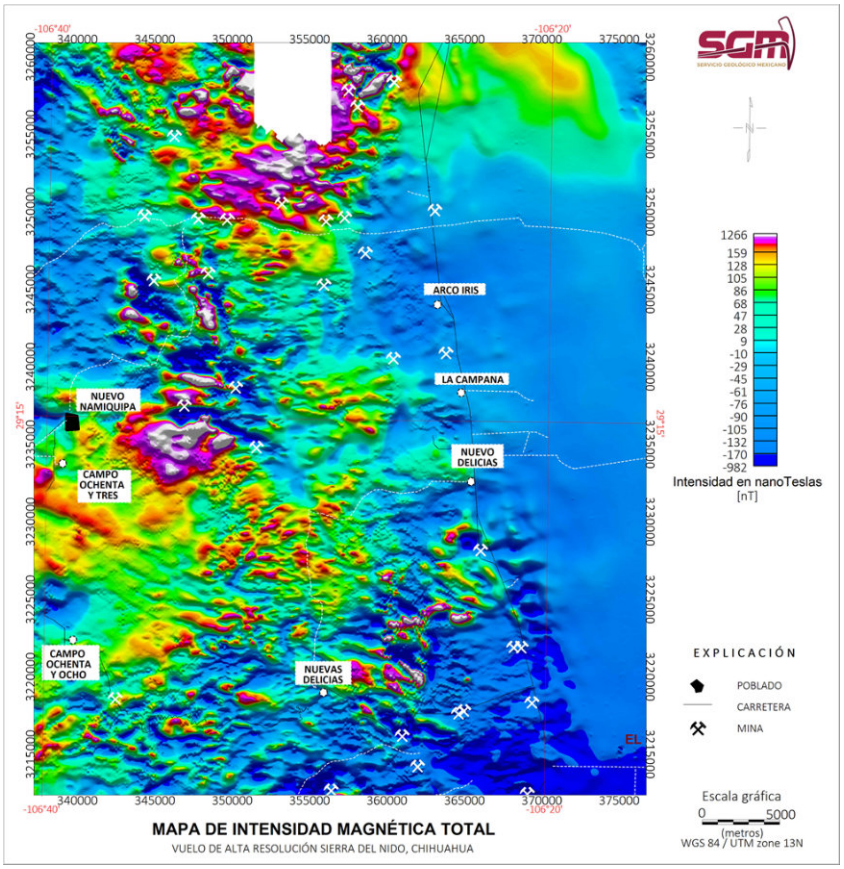


Figura 2. Mapa geológico del área de estudio Sierra del Nido, Chihuahua (editada de la cartografía del SGM, 2024, 2025).



La información magnética y radiométrica corresponde a los datos adquiridos durante el levantamiento magnético aerotransportado de alta resolución, realizado por el Servicio Geológico Mexicano en el año 2010-2012 en la región denominada Uranio Chihuahua. Este estudio se realizó a una altura de vuelo promedio de 100 m siguiendo el contorno del terreno, con separación de líneas de producción cada 100 m en dirección N-S.

Figura 3. Mapa de intensidad magnética total.

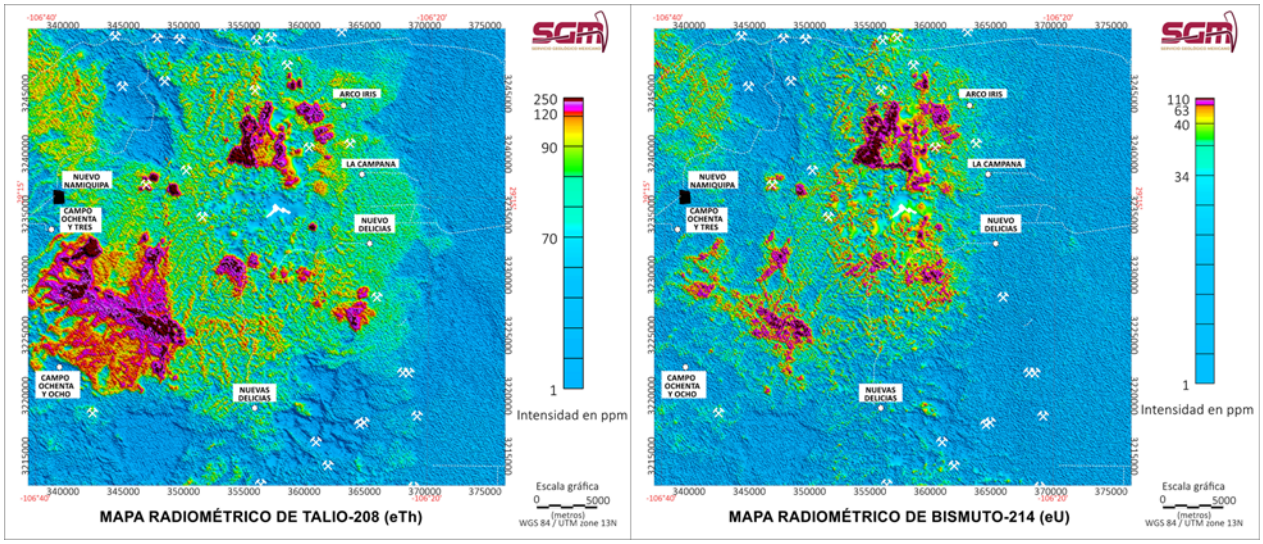


Figura 4. Mapa radiométrico de torio equivalente y uranio equivalente, adquiridos empleando un sensor de 33.6 lts de NaTl (con arreglo 8D2UP).

METODOLOGÍA

La interpretación de la información aeromagnética se basó en un análisis cualitativo en de la señal magnética de alta resolución, mediante la aplicación de filtros en el dominio del número de onda (figura 5), los cuales permiten resaltar distintos aspectos del campo magnético, facilitando la identificación y delimitación del sistema estructural dominante.

El modelo magnético 3D se generó a partir del espectro de potencia, donde Z es la profundidad que se desea resaltar y λ es la longitud de onda de la señal magnética.

$$Z = 5/\lambda;\ \lambda = Z * 5$$

Con el objetivo de resaltar una longitud de onda asociada a una profundidad teórica específica, es posible aplicar filtros que atenúan las componentes espectrales situadas por debajo y por encima de la longitud de onda de interés. En este estudio se empleó un filtro pasa bandas Butterworth a los datos de intensidad magnética total reducido al polo, generando 17 capas correspondientes a diferentes profundidades teóricas de 25 a 3000 metros de profundidad (25, 50, 100, 150, 200, 250, 300, 400, 500, 750, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500 y 3000 metros). A partir de estas capas se construyó un modelo tridimensional, orientado a la interpretación de estructuras profundas.

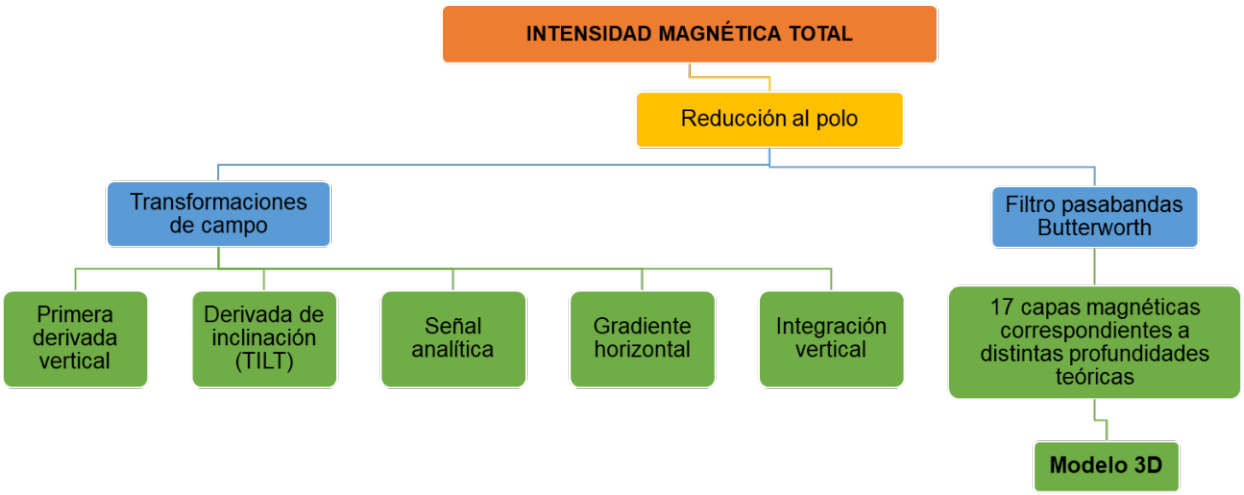


Figura 5. Procesos aplicados para el análisis de la información aeromagnética

Para los datos radiométricos, las correcciones se realizaron bajo las especificaciones, ecuaciones y consideraciones propuestas en la guía para el mapeo de radioelementos del IAEA en 2003, donde se aplicaron cinco procesos, los cuales simulan mediciones a nivel de suelo sin interferencias ambientales (figura 6).

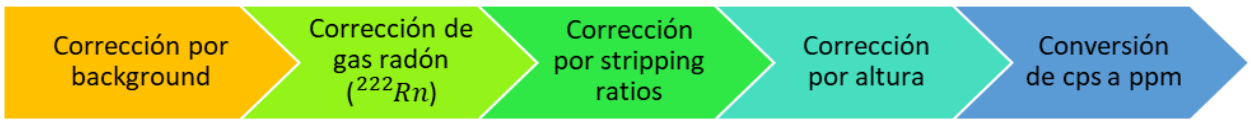


Figura 6. Correcciones aplicadas durante el procesamiento de los datos radiométricos.

RESULTADOS

Interpretación aerogeofísica

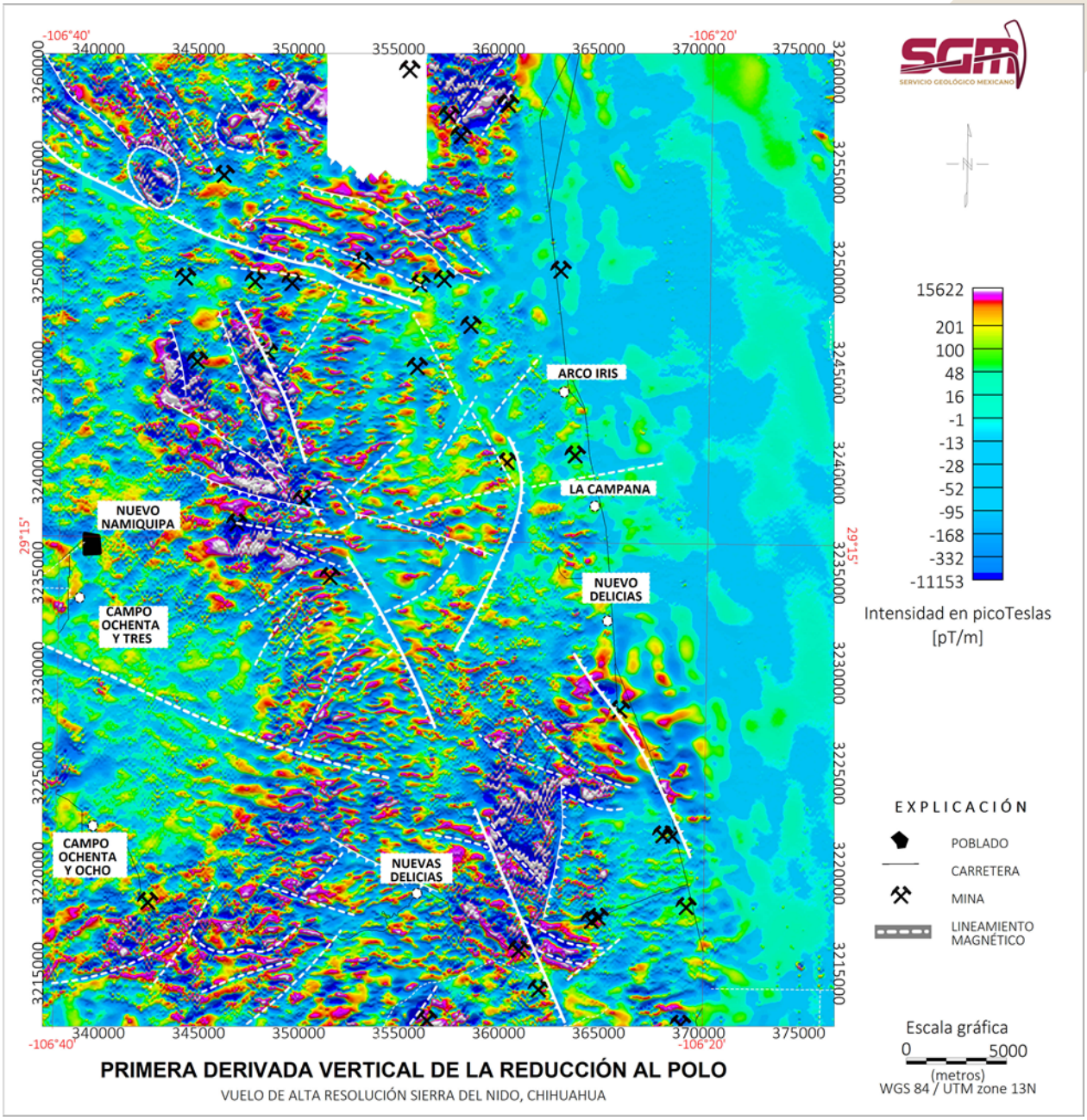


Figura 7. Lineamientos magnéticos interpretados del área Sierra del Nido, Chihuahua.

La primera derivada vertical (figura 7) resalta la información superficial, enfatizando fallas, fracturas, estructuras en forma de vetas, alteraciones y/o porosidad. Se identifica un sistema estructural controlado por fallas regionales de rumbo principal NW60° y NW30°. Resalta, en el sector centro poniente, una estructura semicircular con un sistema radial de fracturas.

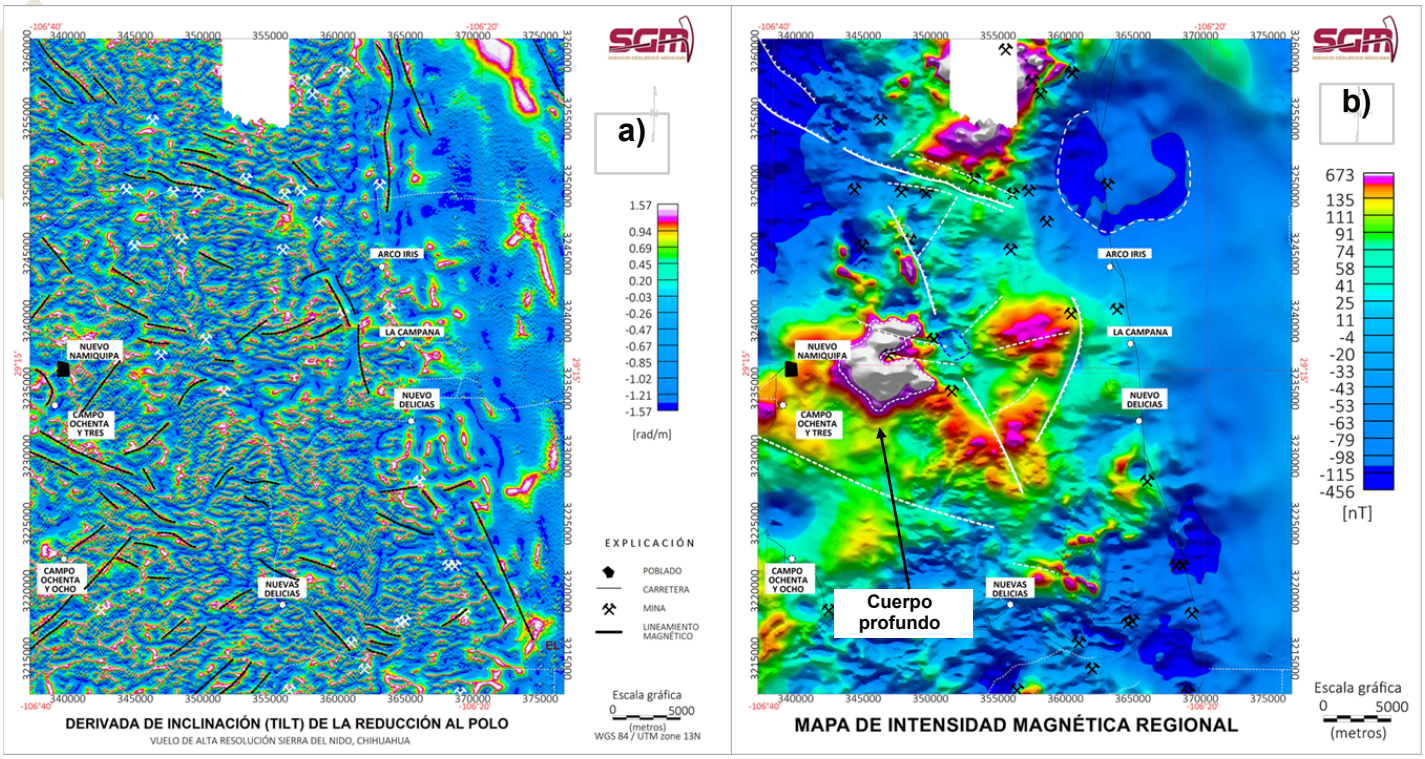


Figura 8. (a) Interpretación de lineamientos magnéticos; (b) Mapa de estructuras profundas

La aplicación de la derivada TILT (figura 8 a) permite identificar con mayor precisión estructuras como diques, domos y lineamientos magnéticos, los cuales pueden estar asociados a fallas o fracturas, principalmente sobre anomalías positivas. Por otro lado, el mapa regional (figura 8 b) atenúa las respuestas superficiales, lo que facilita resaltar las estructuras más profundas.

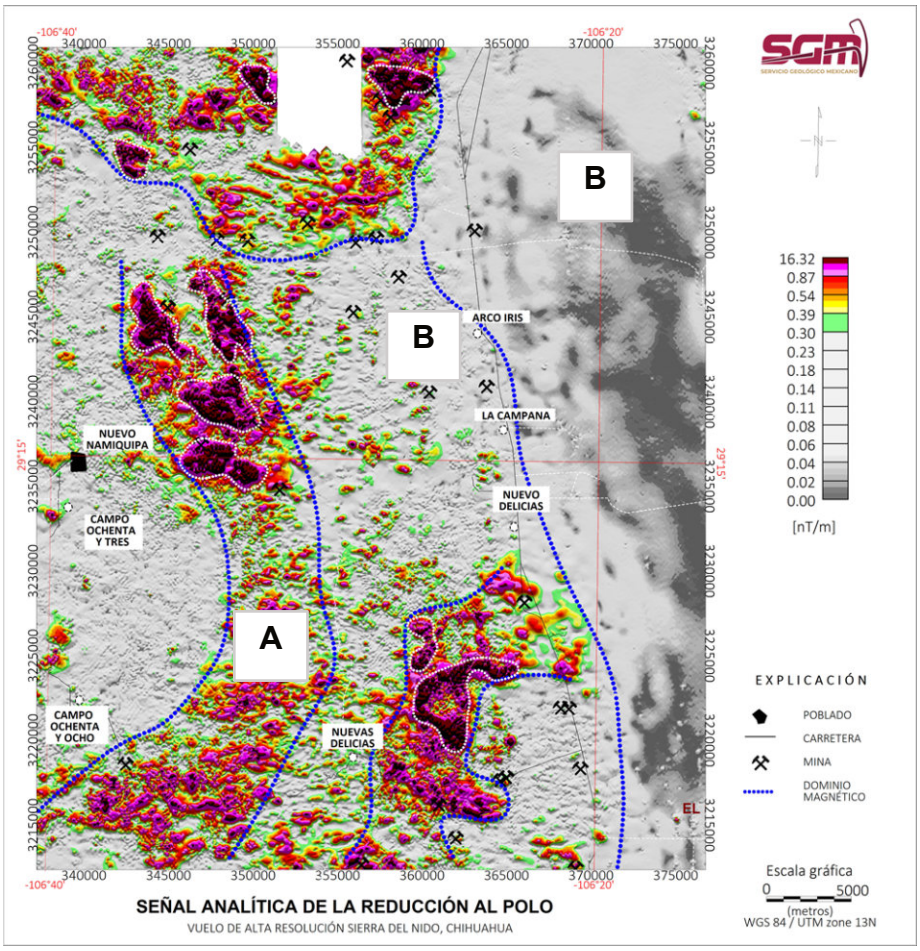


Figura 9. Dominios magnéticos identificados que muestran el comportamiento litológico superficial

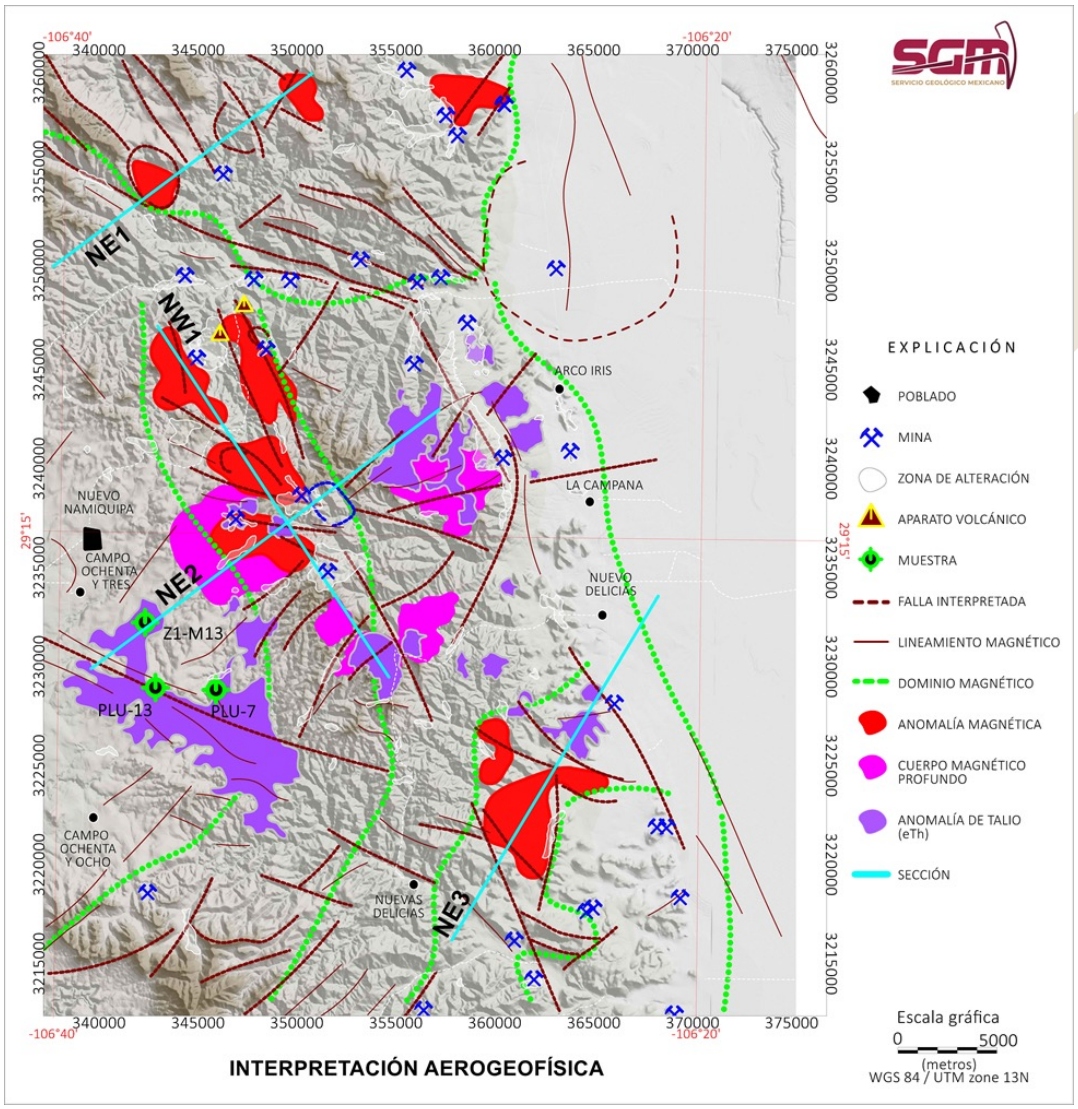


Figura 10. Interpretación aerogeofísica

En el mapa de la figura 10 se integran los resultados del análisis geofísico, incluyendo fallas interpretadas, anomalías magnéticas, cuerpos magnéticos profundos y las anomalías de torio equivalente (eTh). También se muestra la distribución de las secciones magnéticas generadas a partir del modelo magnético tridimensional y la localización de las muestras verificadas de la localidad Campo Ochenta y Tres.

El modelo magnético 3D permite analizar las variaciones del campo magnético en profundidad, ayudando a identificar estructuras geológicas como cuerpos intrusivos y zonas de alteración. A través de secciones y planos magnéticos, se pueden distinguir concentraciones ferromagnéticas profundas y anomalías negativas asociadas a altas temperaturas y fracturamiento, donde la susceptibilidad magnética tiende a cero (figura 11).

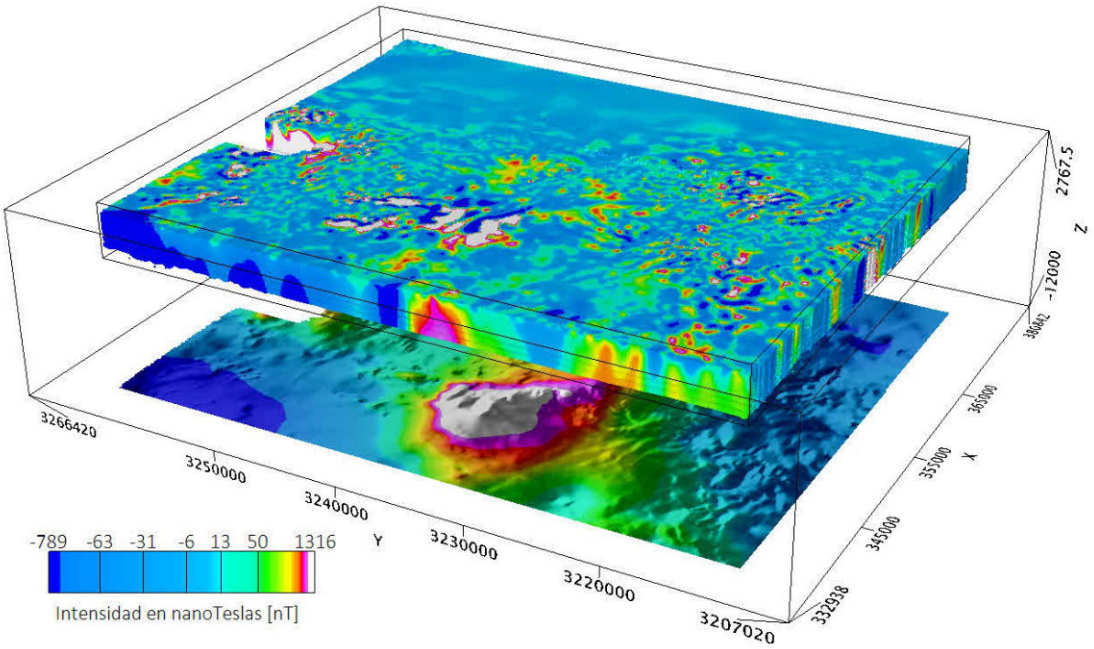


Figura 11. Modelo magnético 3D. Se observa un cuerpo magnético profundo de alta intensidad.

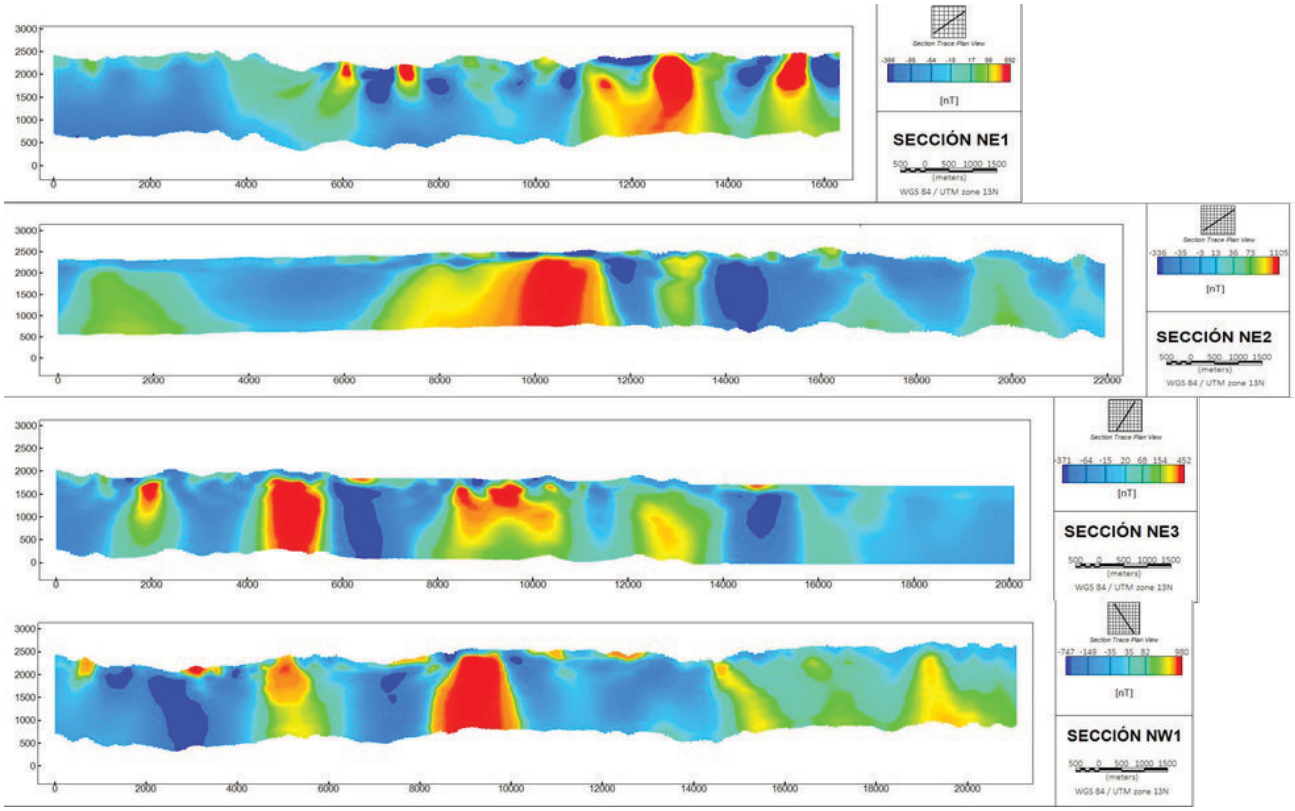
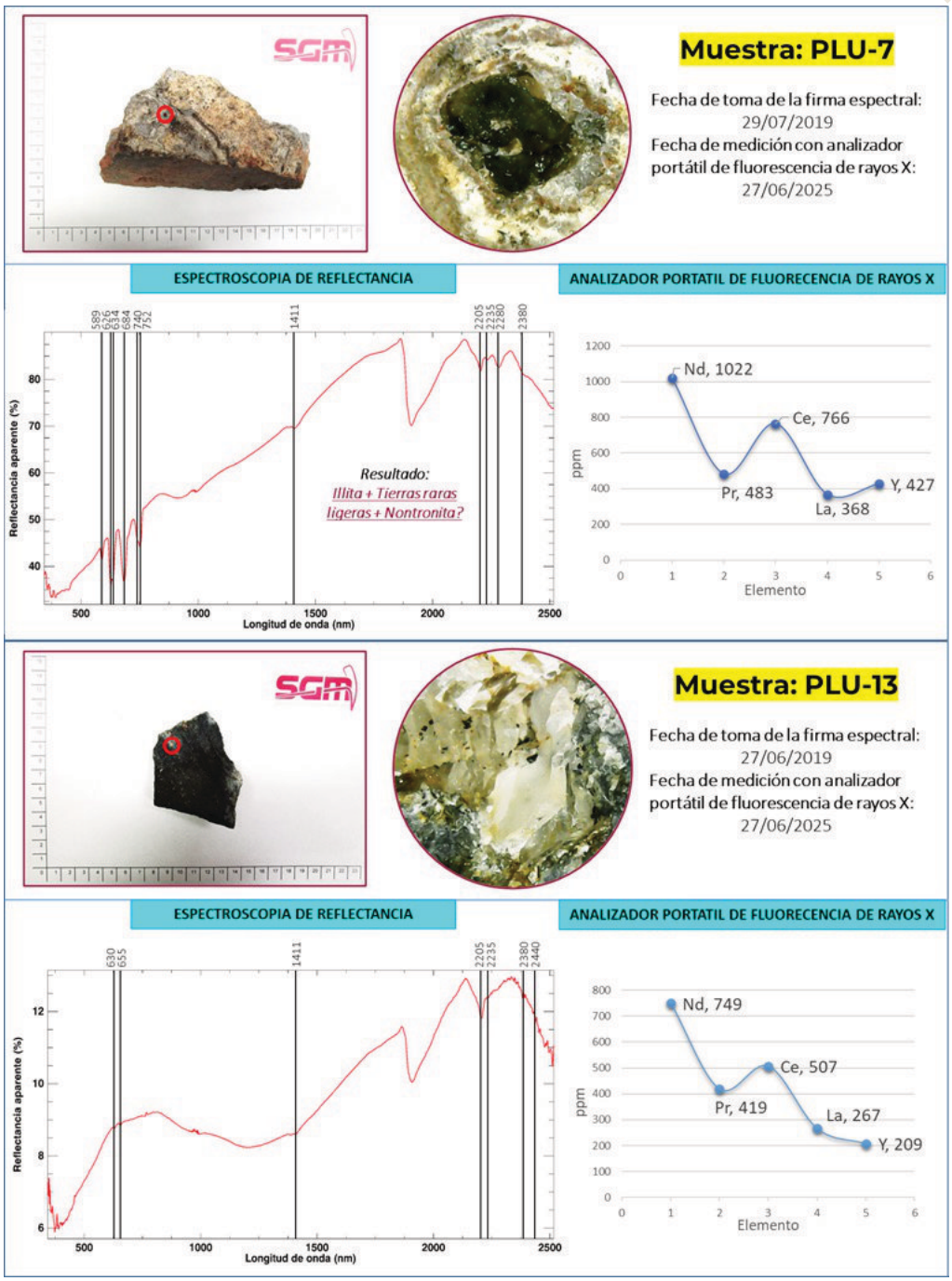


Figura 12. Secciones obtenidas a partir del modelo 3D para visualizar el comportamiento a profundidad de los cuerpos magnéticos.

Espectroscopia de reflectancia y analizador portátil de fluorescencia de rayos X

A partir de las anomalías detectadas de torio equivalente (eTh), se realizó una campaña de verificación en campo en el año 2019, durante la cual se recolectaron diversas muestras. Tres de ellas resultaron especialmente relevantes por los resultados indicativos de tierras raras obtenidos en el análisis espectral, así como por los valores representativos de elementos de tierras raras —neodimio (Nd), praseodimio (Pr), cerio (Ce), lantano (La) e Itrio (Y)— determinados mediante un analizador portátil de fluorescencia de rayos X (figura 13).



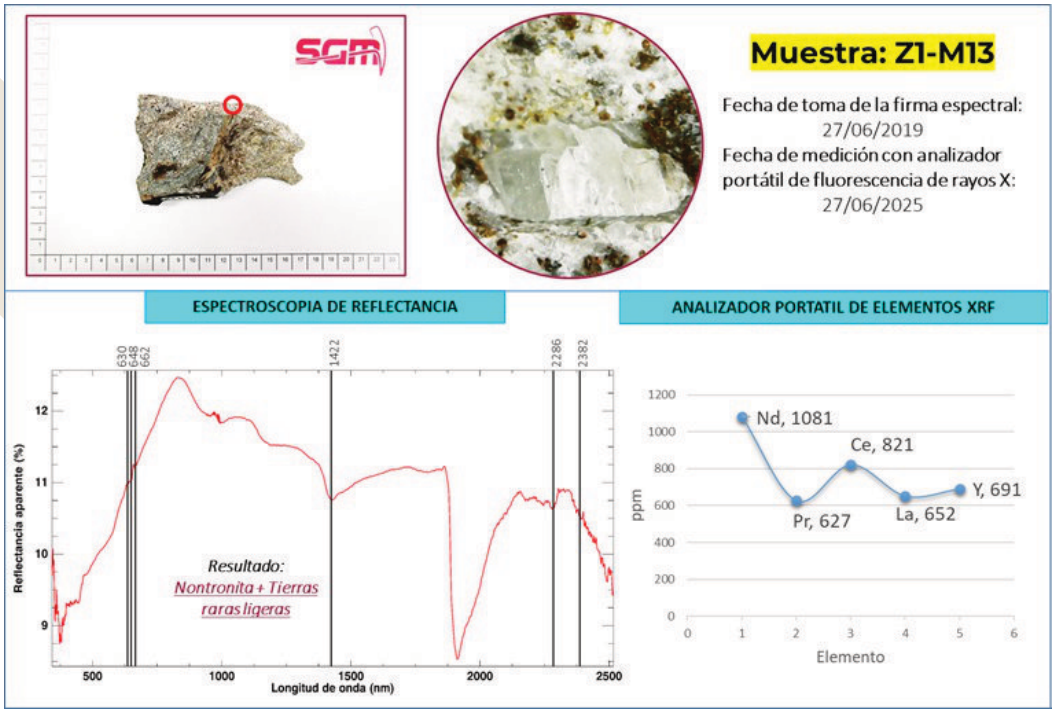


Figura 13. Resultados obtenidos a partir del análisis espectral y analizador portátil de elementos XRF de las muestras PLU-7, PLU-13 y Z1-M13.

CONCLUSIONES

- A partir de la interpretación aerogeofísica y el modelo 3D, se postula la existencia de una estructura semicircular con un sistema de fallas radiales, la cual se presume está controlando los cuerpos magnéticos profundos y las concentraciones superficiales de torio (eTh), los cuales muestran una asociación espacial en algunas localidades.
- En la verificación de campo se registro la presencia de elementos de tierras raras ligeras (Nd, Pr, Ce, La, Y) asociadas a las concentraciones de torio detectadas mediante mediciones de radiación gamma.
- Los resultados obtenidos confirman la gran utilidad de las metodologías geofísicas en la identificación de zonas con potencial para la exploración de elementos de tierras raras.

AGRADECIMIENTOS

A la Gerencia de Geofísica por la revisión del manuscrito, a los coautores por su contribución para la realización de este trabajo, y al Servicio Geológico Mexicano por autorizar la presentación de los datos magnéticos y radiométricos aéreos.

REFERENCIAS

Servicio Geológico Mexicano. (2024). Carta Geológico Minera Los Sauces H13-C35 Chihuahua. Pachuca, Hgo.

Servicio Geológico Mexicano. (2025). Carta Geológico Minera Ejido Nuevo Delicias y Anexas H13-C45 Chihuahua. Pachuca, Hgo. .

Vlasov, A. (Septiembre de 2023). El potencial a largo plazo del torio en la energia nuclear. IAEA BULLETIN, págs. 22-23.

Panorama general del patrimonio geológico y los sitios de interés en México

Lucero Adriana Mendoza Gutiérrez
Subgerencia de Investigación

Servicio Geológico Mexicano
Blvd. Felipe Ángeles Km. 93.5-4, Col. Venta Prieta, Pachuca de Soto, Hidalgo, C.P. 42083.
luceromendoza@sgm.gob.mx

RESUMEN

En las últimas décadas, las categorías de sitios de interés y patrimonio geológico se han integrado progresivamente a los estudios de ciencias de la Tierra, conceptos que han evolucionado rápida y favorablemente debido a la diversidad de disciplinas involucradas. Existen en el mundo ejemplos de localidades clasificadas como de interés geológico, también denominadas geositios, geomorfositios e incluso geoparques, todos ellos con una clasificación propia, categorías específicas y con enfoques similares.

En México existen dos geoparques reconocidos con interés geológico, social y cultural: Comarca Minera en Hidalgo y Mixteca Alta en Oaxaca, ambos avalados y regulados por normatividad de la UNESCO, bajo la categoría de Geoparques Globales. En el SGM se vislumbra la oportunidad de participar contribuyendo con la identificación de sitios de interés geológico, sin que estrictamente se consideren como geoparques. De esta manera, mediante trabajos derivados del proyecto "Sitios de interés y Patrimonio Geológico de México", se identifican localidades con características geológicas únicas, de considerable valor científico, educativo, cultural y/o estético que, además, tienen el potencial de ser atractivos para el turismo y generar beneficios económicos para los ciudadanos y ciudadanas que habitan en o cerca de esos lugares.

Sin embargo, para materializar exitosamente lo anterior, es necesario realizar de manera prioritaria, una revisión histórica a escala nacional, sobre los avances logrados en materia de conceptualización, legalidad y normatividad jurídica, de los temas de sitios de interés y patrimonio geológico, y posteriormente, ubicar en ese contexto la situación actual de México, para establecer un panorama real que ayude a dirigir los esfuerzos en la búsqueda futura de la figura particular de patrimonio geológico, que contemple la identificación, protección y conservación de los sitios identificados como de interés geológico.

ABSTRACT

In recent decades, the categories of sites of geological interest and geological heritage have been integrated into earth science studies, concepts that have evolved rapidly and favorably due to the diversity of disciplines involved. There are examples in the world of localities classified as of geological interest, also called geosites, geomorphosites and even geoparks, all of them with their own classification, specific categories and with similar approaches.

In Mexico there are two parks of geological, social and cultural interest: Comarca Minera in Hidalgo and Mixteca Alta in Oaxaca, both endorsed and regulated by UNESCO regulations, in the category of Global Geoparks. In the SGM we envision the opportunity to participate by contributing to the identification of sites of geological interest, without strictly being considered as geoparks. In this way, through work derived from the project "Sites of Interest and Geological Heritage of Mexico", localities with unique geological characteristics of considerable scientific, educational, cultural and/or aesthetic value are identified, which also have the potential to be attractive for tourism and generate economic benefits for the citizens who live in or near these places.

However, in order to successfully materialize the above, it is necessary to carry out, as a priority, a historical review on an national scale, on the advances achieved in terms of conceptualization, legality and legal regulations, of the topics of sites of interest and geological heritage, and subsequently, to place in that context the current situation in Mexico, to establish a real panorama that helps to direct the efforts in the future search for the particular figure of geological heritage, which contemplates the identification, protection and conservation of the sites identified as being of geological interest.

INTRODUCCIÓN

El origen de la preocupación por la conservación y valoración del patrimonio geológico surgió de la conciencia conservacionista iniciada en algunos países a principios el siglo XX, que entendía que ciertos territorios naturales poseen un notable valor por sí mismos y que, por lo tanto, deben ser protegidos y conservados. Estos movimientos conservacionistas del medio natural, fue la protección de ciertos elementos geológicos la que adquirió mayor relevancia, debido a su alto valor escénico (Carcavilla, 2007).

En ese sentido, en las últimas décadas se han integrado dos conceptos fundamentales en los estudios en ciencias de la Tierra: patrimonio y sitios de interés geológico. El primero está formado por elementos geológicos que presentan una especial singularidad debido, principalmente a su calor científico o didáctico, constituye una parte importante del patrimonio natural e incluye formas, elementos y estructuras originadas por cualquier proceso geológico, de tal manera que, está conformado por todos aquellos enclaves relevantes para cualquier disciplina de la geología, como la geomorfología, estratigrafía, tectónica, petrología, mineralogía, paleontología, hidrogeología, geología ambiental, entre otras (Carcavilla, 2014). El segundo, por otra parte, debe contar con características singulares o de representatividad en relación a una o varias disciplinas de la geología, posee un interés que le otorga un valor científico, educativo y turístico, que permite emplearlo para conocer, estudiar y divulgar cuestiones vinculadas al origen, evolución y composición de la Tierra, los procesos que la han modelado, los climas y paisajes del pasado y del presente, así como el origen y evolución de la vida. Estos conceptos, a menudo reciben otras denominaciones como puntos de interés geológico, lugares de interés geológico, geotopos, etc. (Ver tabla 1). En función de su relevancia, los sitios de interés geológico serán de interés local, regional, nacional o internacional (ASGMI, 2018).

Tabla 2. Diferencias conceptuales de sitios de interés geológico. Autoría propia

Conceptos				
Nombre	**Características**		**Gestión actual**	**Autor(s)**
Geositio	equivalente a sitio de interés geológico, geotopo		Instituciones gubernamentales	Wiedenbein , 1994
	carácter temporal del sitio	reflejan un proceso o fenómeno		
Geomorfositio	connotación espacial tridimensional	espacio cuantificable (largo, ancho, altura, profundidad, volumen),	Instituciones académicas	Palacio, 2013
Geoparque	territorio que presenta un patrimonio geológico notable	eje fundamental de una estrategia de desarrollo territorial sostenible basado en la educación y el turismo	UNESCO	Carcavilla, sin dato de fecha
Sitios de patrimonio geológico	lugar clave con elementos y/o o procesos de relevancia científica internacional	Referencia y contribución al estudio de ciencias geológicas a lo largo de la historia	Publicaciones internacionales	ASGMI, 2021 IUGS, 2022

En el ámbito internacional, existen múltiples ejemplos de sitios clasificados con estas categorías. En México se cuenta con dos lugares de excepcional interés geológico, social y cultural: Comarca Minera en Hidalgo y Mixteca Alta en Oaxaca,

ambos avalados y regulados por normatividad de la Organización de las Naciones Unidas para la Educación, la Ciencia y la Cultura, UNESCO, en la categoría de Geoparques Globales. Sin embargo, no se han generado suficientes fichas técnicas que documenten la riqueza geológica a lo largo del país, es decir, de los sitios que por sus características geológicas conforman paisajes naturales que pueden considerarse como patrimonio natural de las ciudadanas y los ciudadanos. Se estima que existen más 300 sitios para ser considerados de interés o patrimonio geológico, los cuales requieren ser identificados, clasificados y valorados para difundir, apropiadamente, su belleza natural, su importancia científica y su valor económico. Por ello, es primordial el trabajo continuo para generar un valor explícito de la importancia de la geología y la geomorfología enfocada en la conservación educación y desarrollo sustentable (Palacio, 2013).

Así, mediante trabajos derivados del proyecto "Sitios de interés y Patrimonio Geológico de México", proyecto promovido por el Servicio Geológico Mexicano, se favorece la investigación de los sitios seleccionados y la difusión del conocimiento de las ciencias de la Tierra y de proyectos alternos que reconozcan la importancia geológica de los mismos y procuren la geoconservación y cuidado de los elementos del medio ambiente y paisaje, distribuidos lo largo del territorio nacional.

Paralelamente, se vuelve imprescindible identificar y analizar el estado del arte en términos de marcos normativos y legales en México que reconocen y protegen el patrimonio medio-ambiental y paleontológico del país (biodiversidad), como ejemplo para iniciar una fundamentación teórica para la creación de un marco legal para la identificación, protección y conservación de los sitios seleccionados, bajo la figura particular de patrimonio geológico de la nación (geodiversidad).

METODOLOGÍA

El proyecto se desarrolla a partir de recopilación y análisis de información bibliográfica relacionada con patrimonio geológico, y la aplicación de la "Metodología SGM" de valoración cualitativa-cuantitativa (c-c) de los sitios de interés geológico. Esta metodología ha sido diseñada con base en fundamentos teóricos de diversos autores, entre ellos, Rubén López Hernández en 2017, en su tesis de licenciatura titulada Valoración de geomorfositios en la Caldera de Huichapan, Hidalgo; en Walter Medina en 2015, en su artículo Importancia de la Geodiversidad. Método para el inventario y valoración del patrimonio geológico; además de la propuesta en el libro Bases para el desarrollo común del Patrimonio Geológico en los Servicios Geológicos de Iberoamérica, publicación de la Asociación de Servicios de Geología Minería de Iberoamérica (ASGMI), en el año 2018. De tal manera se cuenta con una "Metodología SGM" de valoración cualitativa-cuantitativa de autoría propia, la cual, está sujeta a modificaciones conforme las actualizaciones teóricas y de investigación científica. Finalmente, con la toma de datos bibliográficos y audiovisuales en campo, es posible darle a cada sitio un valor numérico y redactar la documentación necesaria a partir de actividades integrales en gabinete como:

1. Documentación de posibles sitios de interés e integración de un proyecto en Sistemas de Información Geográfica (SIG) en ArcMap con las coberturas requeridas.
2. Evaluación y análisis de información geológica, geográfica y etnográfica para integración de la documentación final: generación de fichas técnicas, inventario nacional y proyecto SIG, de los sitios seleccionados.
3. Análisis de resultados para la generación de una base teórica de identificación, protección y conservación de los sitios seleccionados bajo la figura legal de patrimonio geológico

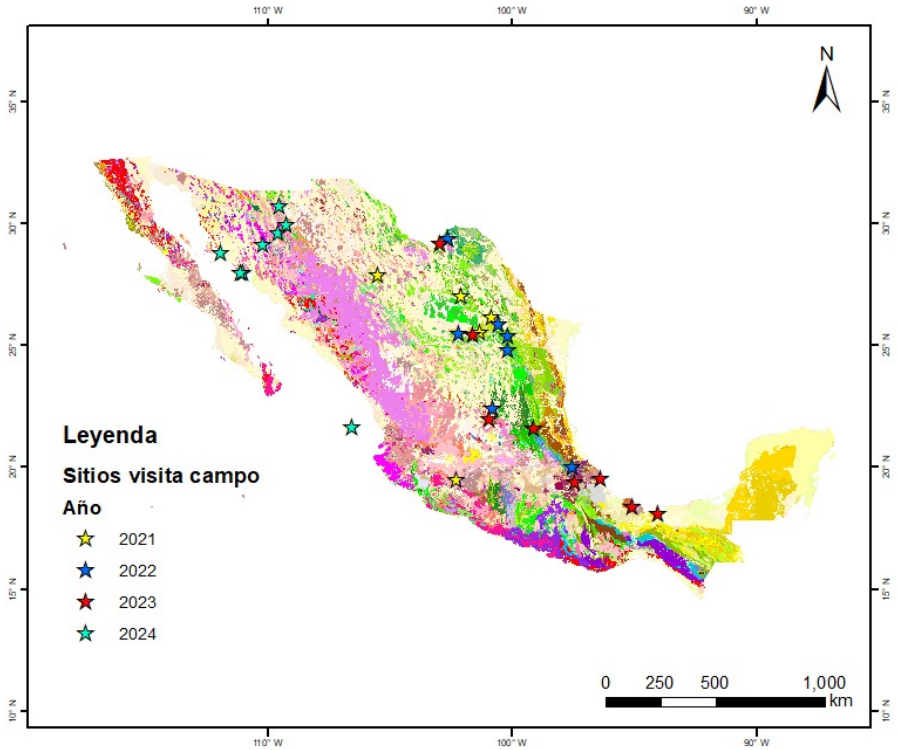
De manera alterna se generan alianzas y trabajo colaborativo con instancias gubernamentales, académicas, privadas y públicas para obtener resultados favorables relacionados al proyecto. Cabe mencionar que la metodología de trabajo se alinea a los estándares internacionales de especialistas en temas de Patrimonio geológico (ver tabla 2).

Tabla 2. Características metodológicas del proyecto. Autoría propia

Sitios de interés y Patrimonio geológico de México	
Características	**Implicaciones**
Nivel profundo de investigación por cada sitio propuesto	Investigación bibliográfica de temas geológicos y socio-culturales alrededor de los sitios propuestos
Distribución nacional de sitios propuestos	No se busca regionalizar, la localización geográfica es heterogénea
Enfoque integral (geoturístico, divulgativo, educativo, difusión)	Se busca panoramas más allá del geoturismo, actividades que se complementan entre sí
Búsqueda de base teórica para marco legal de reconocimiento de patrimonio geológico	Generar documentación relevante para agenda legal con base en estándares y legislaciones internacionales

RESULTADOS

- Como resultado del análisis y sistematización de la recopilación bibliográfica en gabinete y campo, así como la aplicación la metodología de valoración cuantitativa y cualitativa propia "Metodología SGM", para discriminar con mayor eficacia los sitios propuestos, se definen sitios de interés geológico, tomando en cuenta los diferentes rasgos geológicos, geomorfológicos, culturales, biológicos y geográficos, al momento suman 32 sitios (Ver mapa 1).



Mapa 1. Sitios de interés geológico con visita de campo

- Con motivo de la conmemoración del Día Internacional de la Geodiversidad el 6 de octubre, fecha establecida por la UNESCO, el Servicio Geológico Mexicano (SGM) se suma a esta iniciativa global mediante la difusión de infografías conmemorativas a través de sus canales oficiales de comunicación digital y redes sociales (véanse Imágenes 1, 2 y 3).

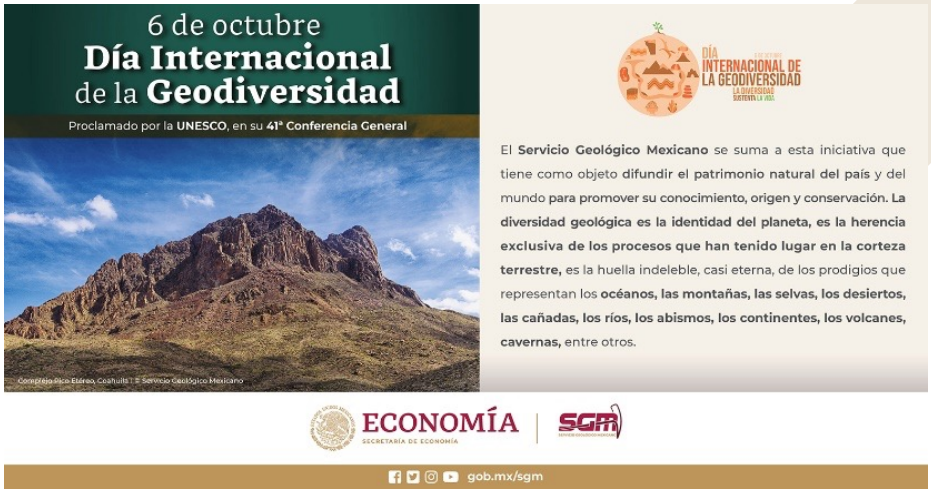
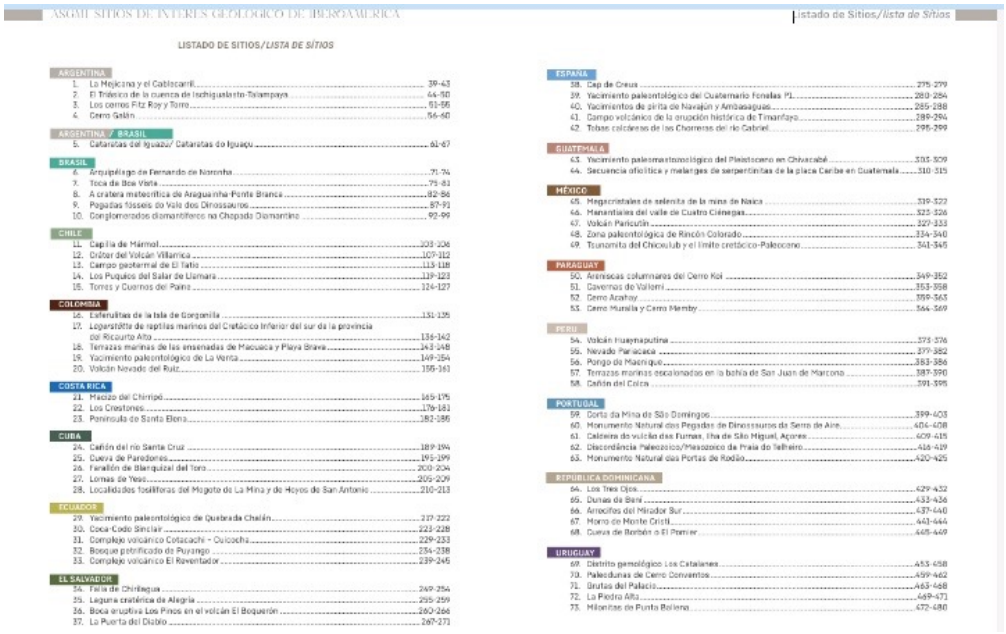


Imagen 1. Infografía Pico etéreo, Coahuila. Año 2022

Imagen 2. Infografía Maar Alchichica, Puebla. Año 203

Imagen 3. Infografía Isla María Madre, Nayarit. Año 2024

- Se participó en la primera publicación de Patrimonio Geológico de Iberoamérica del Grupo de Expertos de Patrimonio Geológico (GEPG) de la Asociación de Servicios Geológicos y Mineros de Iberoamérica (ASGMI). Proceso que se inició desde al año 2021 con el envío de 5 fichas técnicas (una por cada sitio), para finalmente, realizar la publicación del documento final en el año 2024 (Ver imagen 4).



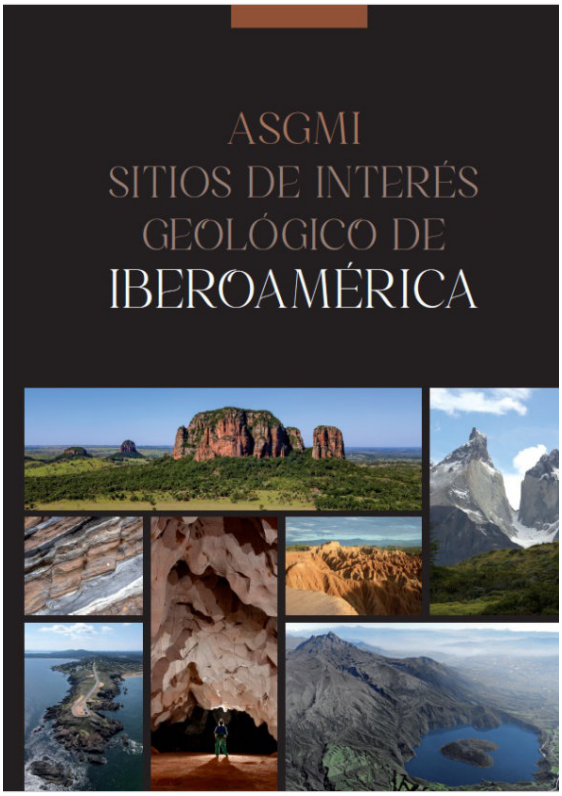


Imagen 4. Índice y portada de libro. Link acceso digital: https://asgmi.org/asgmi-sitios-de-interes-geologico-de-iberoamerica/

- Propuesta de diseño del micrositio en la página web del SGM. Ya se cuenta con la propuesta de contenido y menú desplegable.
- Se continúa con el armado de carpeta de documentación para la búsqueda de la figura legal "patrimonio geológico". Bajo el entendido que México no cuenta con una legislación y normativa que reconozca y proteja el patrimonio geológico, se ha comenzado una recopilación histórica sobre las leyes y figuras legales que existen en diversas partes del mundo, para posteriormente, redactar una propuesta de lo que se sugiere, sea el marco teórico y normativo de una figura legal.

Tabla 3. Marco legal de protección medio-ambiental y paleontológico en México. Autoría propia

Marco legal y normativo vigente	
Ley	**Implicaciones**
Comisión Nacional de Áreas Naturales Protegidas/SEMARNAT	administra 226 Áreas Naturales Protegidas de carácter federal, enfocado a **Biodiversidad**
Ley Federal Sobre Monumentos y Zonas Arqueológicos, Artísticos e Históricos (1972/2018)	define qué se considera un monumento arqueológico, artístico e histórico, y establece las autoridades competentes, como el INAH y el INBAL, así como los procedimientos para su declaratoria y protección.
La Ley Orgánica del Instituto Nacional de Antropología e Historia (1939/2015)	establece la estructura y funciones del INAH, organismo encargado de la investigación, conservación y difusión del patrimonio arqueológico, antropológico, histórico y paleontológico de México, enfocado a **organismos fósiles**
Propuesta: base teórica para marco legal de reconocimiento de patrimonio geológico	*Generar documentación relevante para agenda legal con base en estándares y legislaciones internacionales, enfocado a* ***Geodiversidad***

CONCLUSIONES

- A partir del desarrollo de una metodología propia para valorar los sitios de interés, así como resultados de trabajos de campo para toma de datos bibliográficos y audiovisuales, el SGM actualmente cuenta con un inventario nacional de sitios de interés geológico, fichas técnicas descriptivas y de difusión, así como archivos digitales cartográficos de cada sitio propuesto.
- La identificación de los sitios de interés geológico se basa en estudios de investigación conceptual, publicaciones geológicas, biológicas, arqueológicas y de importancia sociocultural.
- México, al ser un país diverso respecto a sus características naturales, permite generar una red de posibles sitios a escala nacional.
- Con el proyecto "Sitios de interés y Patrimonio geológico de México", el Servicio Geológico Mexicano contribuye a resaltar y subrayar la importancia, la belleza y el origen de los paisajes y los sitios de interés geológico que forman parte del patrimonio natural y cultural de la nación.

AGRADECIMIENTOS

Al personal de las diferentes ANP, investigadores, académicos y centros de resguardo de organización comunitaria, pública, privada y ejidal que han apoyado con acceso asistido y permisos para toma de muestras y levantamiento audiovisual de diferentes sitios a lo largo del territorio nacional, así como donaciones de fotografías de elementos naturales de difícil acceso.

REFERENCIAS CITADAS

Asociación de Servicios de Geología y Minería de Iberoamérica (ASGMI), 2018. Bases para el desarrollo común del Patrimonio Geológico en los Servicios Geológicos de Iberoamérica, Salta, Argentina: s.n.

Carcavilla, Luis & López-Martínez, Jerónimo & Durán Valsero, Juan. 2007. Patrimonio geológico y geodiversidad: investigación, conservación y relación con los espacios naturales protegidos.

Carcavilla Urquí, Luis. 2014. «Guía práctica para entender el patrimonio geológico». Enseñanza de las Ciencias de la Tierra, vol. 22,

núm. 1, p. 5, https://raco.cat/index.php/ECT/article/view/284026.

López, R., 2017. Tesis de licenciatura "Valoración de geomorfositios en la Caldera de Huichapan, Hidalgo, como alternativa de fomento a la geoconservación del paisaje desde la perspectiva de geoparque", Tucumán, 2015 - ISSN 1514-4186 - ISSN on-line 1666-9479, Argentina.

Medina, W., 2015. "Importancia de la Geodiversidad. Método para el inventario y valoración del Patrimonio Geológico". Facultad de Geografía, AUEM, México.

Palacio, J.L., 2013. Geositios, geomorfositios y geoparques: importancia, situación actual y perspectivas en México. México. Investigaciones geográficas, Boletín del Instituto de Geografía, UNAM, ISSN 0188-411.

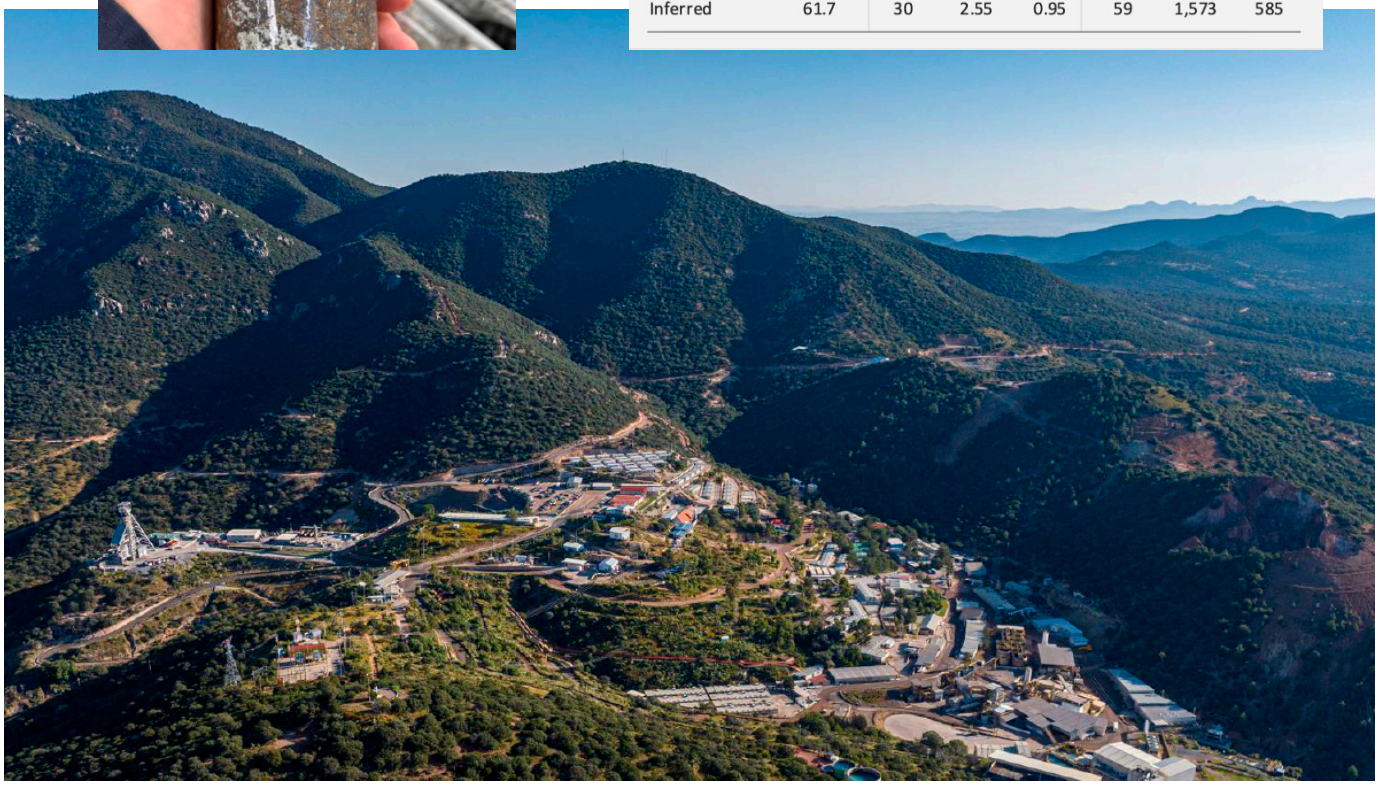
Geología y mineralización del Skarn La Colorada (Zacatecas, México)

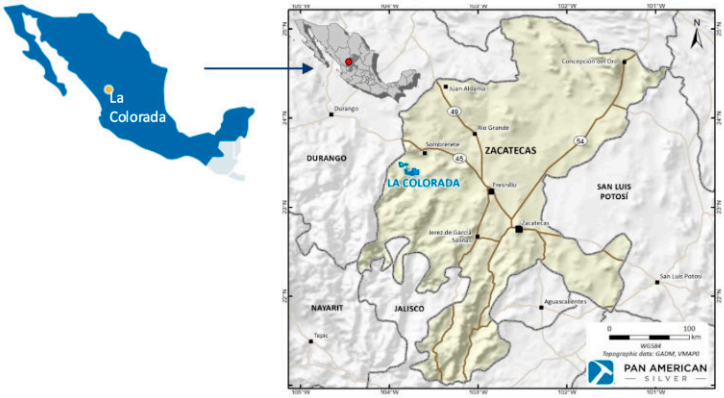
LA COLORADA SKARN – ZACATECAS MEXICO, GEOLOGY AND MINERALIZATION

Dante Juarez,
Patricio Perez,
Chris Emerson

Pan American Silver

	Tonnes (Mt)	Grade Ag (g/t)	Grade Zn (%)	Grade Pb (%)	Contained Metal Ag (Moz)	Contained Metal Zn (kt)	Contained Metal Pb (kt)
Indicated	265.4	36	2.85	1.37	309	7,554	3,649
Inferred	61.7	30	2.55	0.95	59	1,573	585

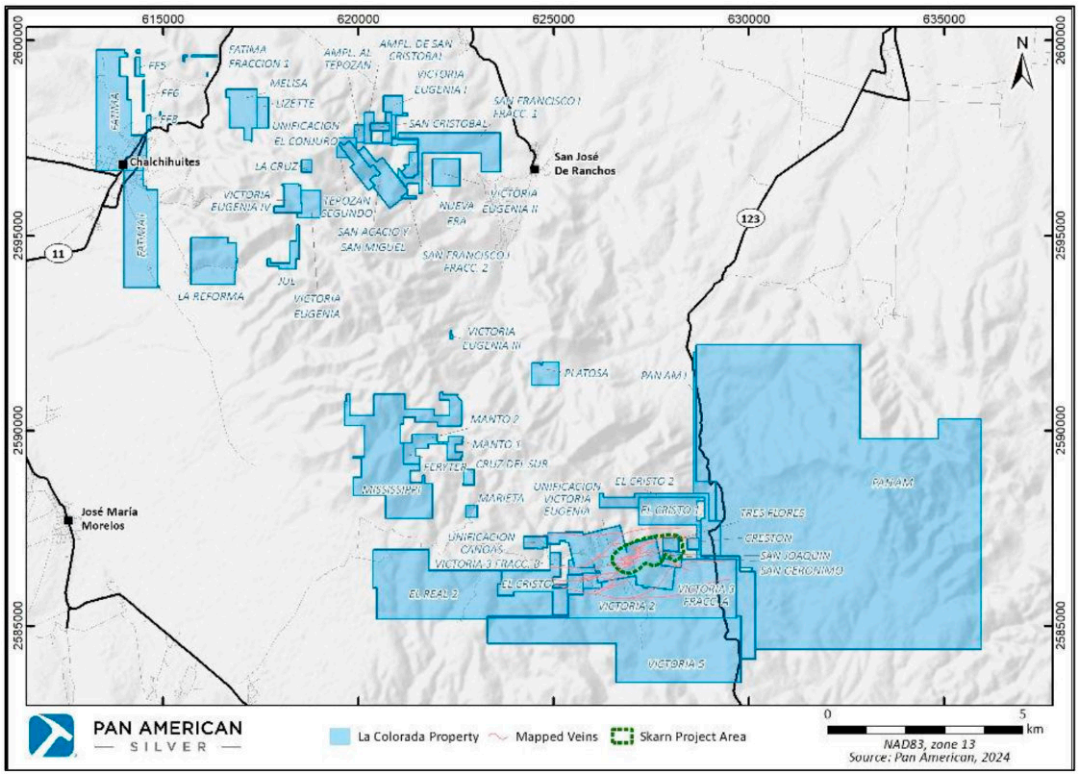




La Colorada location and claims

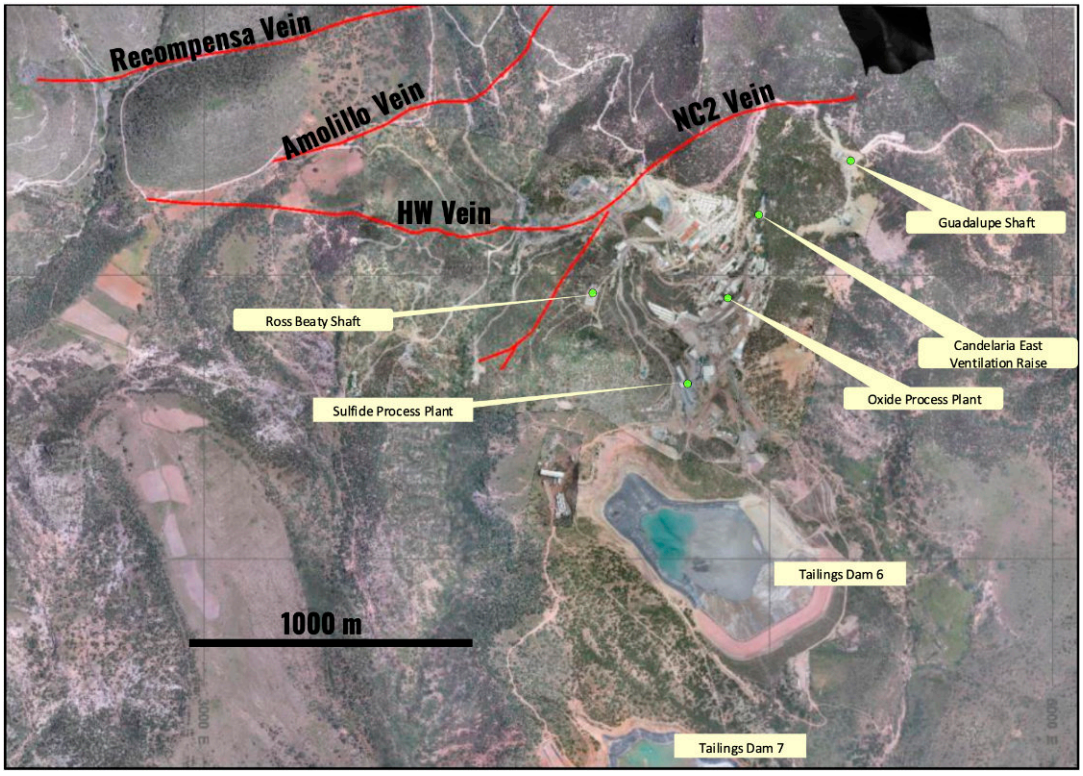
Ag, Pb+Zn, Au, Cu and Mo

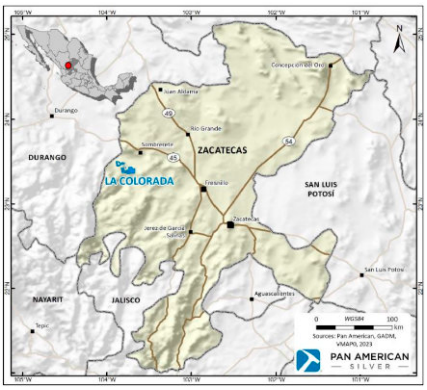
- La Colorada mine, located in Zacatecas state, 156 km from the capital Zacatecas, inside Chalchihuites municipality. Altitude of 2,000-2,400 above sea level.
- Pan American owns 100% of the La Colorada Property through its wholly owned subsidiary, Plata Panamericana S. A. de C.V. (Plata).
- The La Colorada Property, including certain exploration concessions outside the mining area, is comprised of 56 mining concessions totalling approximately 8,840 hectares
- Pan American has control over, or rights in respect of, approximately 3,500 ha of surface rights that cover the main workings of the La Colorada Vein Mine.



La Colorada Layout

Location and Major Infraestructure

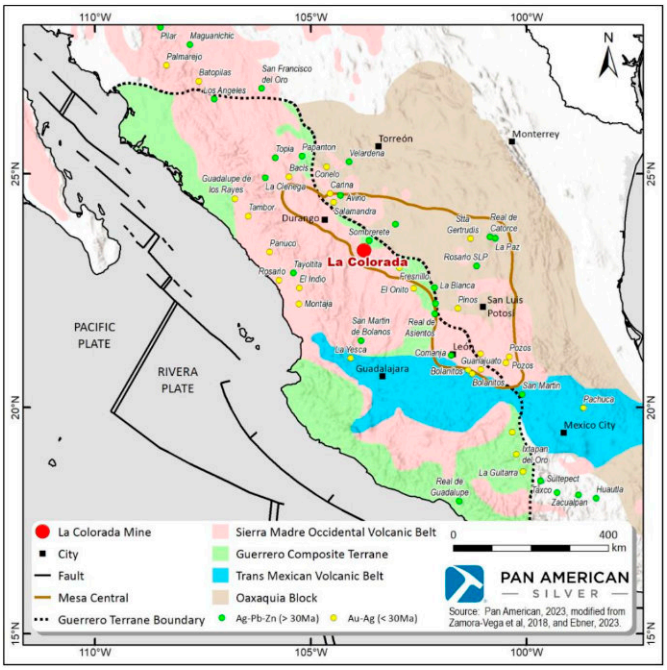




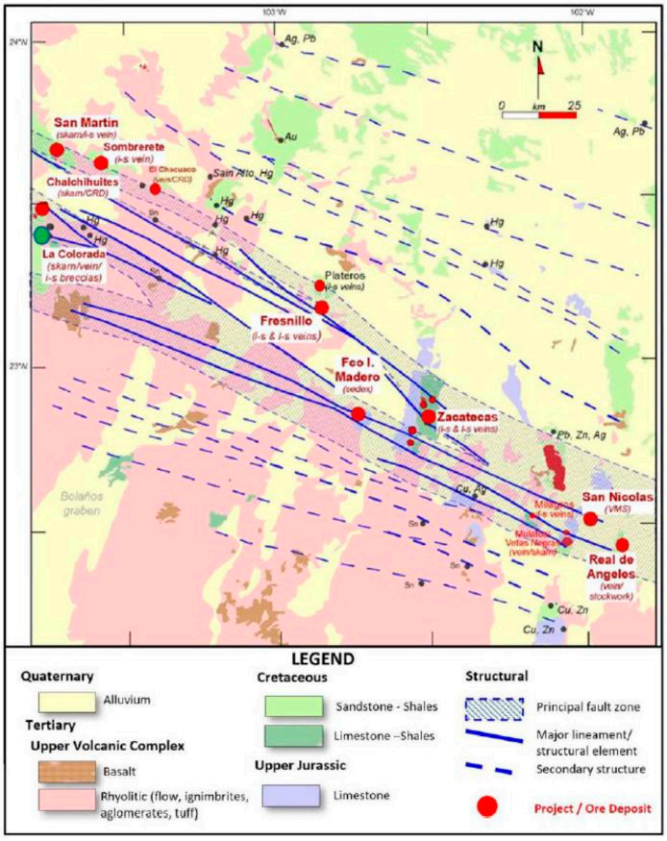
La Colorada Location and Regional Geology

Within the Mesa Central and the Silver Trend

- Property is located within the Sierra Madre Occidental (SMO) mountains, on the western margin of the Mesa Central within the Guerrero Composite Terrane
- The region contains epithermal Ag-Pb-Zn ± Au ± Cu vein, and polymetallic skarn, carbonate replacement deposits (CRD), and porphyry deposits.
- Epithermal intermediate-sulphidation Ag-Pb-Zn vein, CRD, and polymetallic skarn mineralization has been identified at the La Colorada Property. The upper portions of the epithermal vein system have been the historical focus of the currently operating La Colorada Vein Mine. This is generally emplaced within the lower volcanic unit (LVU).
- The skarn and CRD mineralization is housed within cretaceous sediments below the LVU.



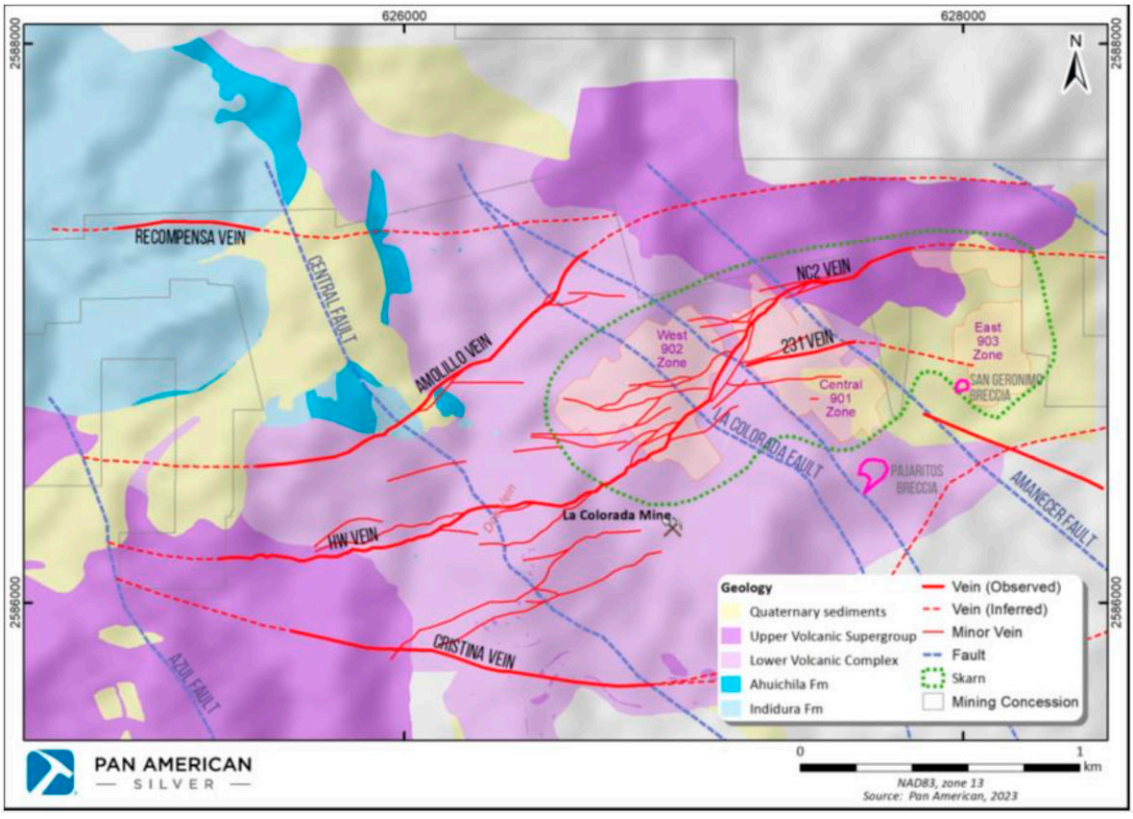
The La Colorada Property is located in the Zacatecas mining district, within the Mexican Silver Belt (MSB). The MSB is oriented approximately NW-SE and extends from the southwestern United States in the north of the TMVB in the south. Many of the major MSB deposits are located within the SMO mountains and associated volcanic belt. (modified by Zamora-Vega et al, 2018 and Ebner 2023)



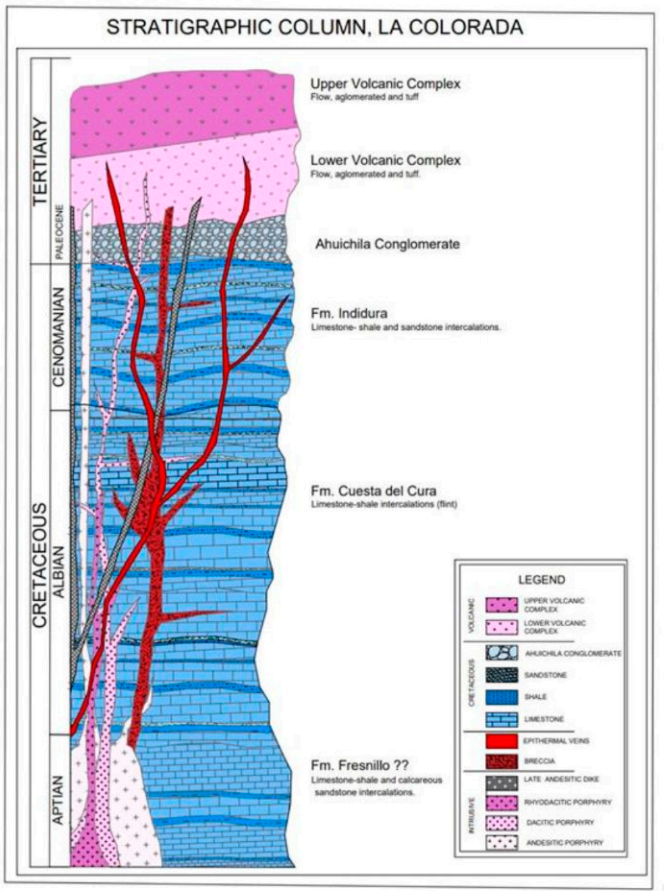
Regional geology of western Zacatecas with major deposits and interpreted major basement fault zones (P. Megaw. 2025)

La Colorada Local Geology

Including proyected veins from UG workings



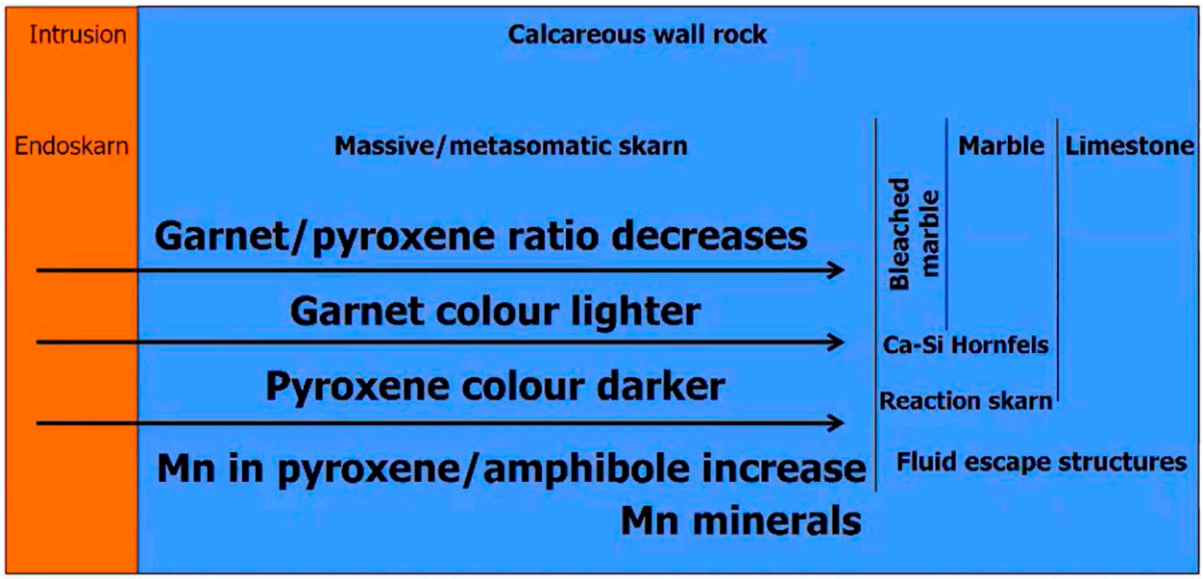
La Colorada Local Stratigraphy



- Upper volcanic Complex: Rhyolites, Flows, Agglomerates and Tuffs.
- Lower Volcanic Complex: Dacitic Flows, Agglomerates and Tuffs.
- Ahuichila Conglomerate: Layers of Conglomerate, Sandstone, Shale, Lacustrine Limestone and Dacitic Tuff.
- Indidura Formation: Intercalated Limestones,Shales, and Sandstones layers.
- Cuesta del Cura Formation: Intercalated Limestones and Shales.
- Fresnillo Formation ???: Intercalated Limestones carbonaceous shales.
- Andesitic- Basaltic lates Dykes.
- Andesitic - Dacitic and Rhyolites Porphyry Dikes.

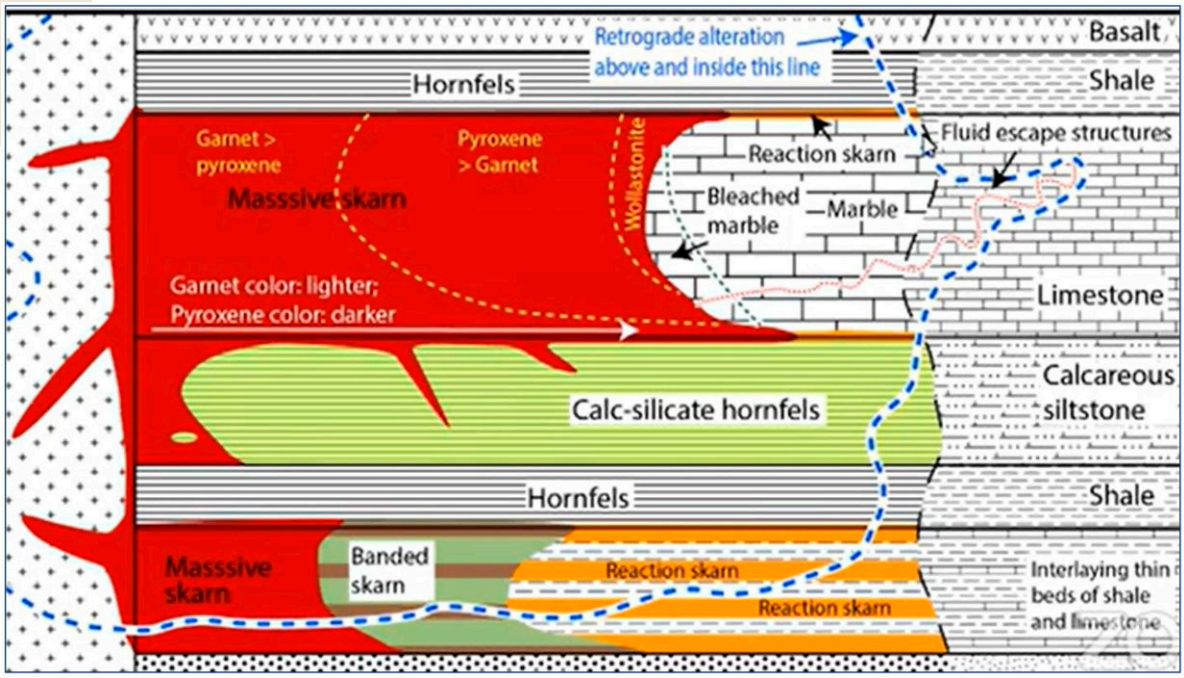
Skarn Zoning

Oxidizing Intrusion & Reducing Wallrock



Skarn Zoning in Various Host rocks, Typical patterns

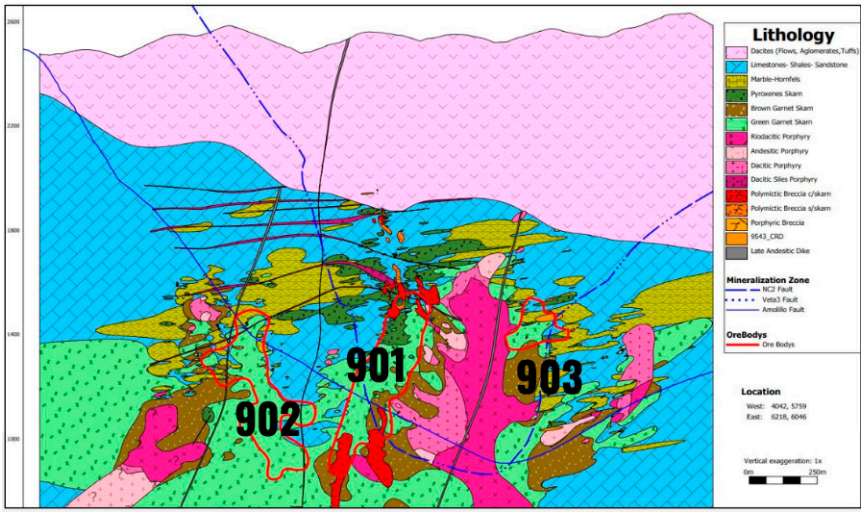
Oxidizing Intrusion & Reducing Wallrock

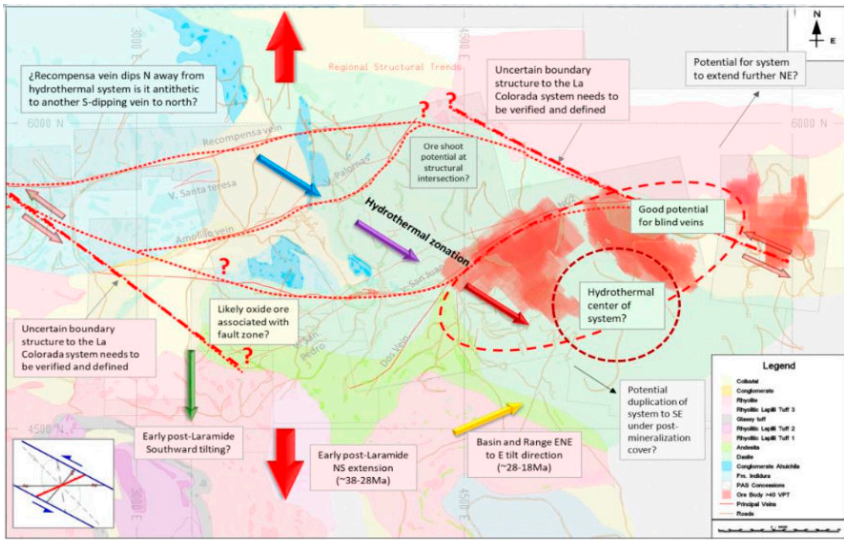


La Colorada System

Skarn Mineralization related to Skarn rocktype

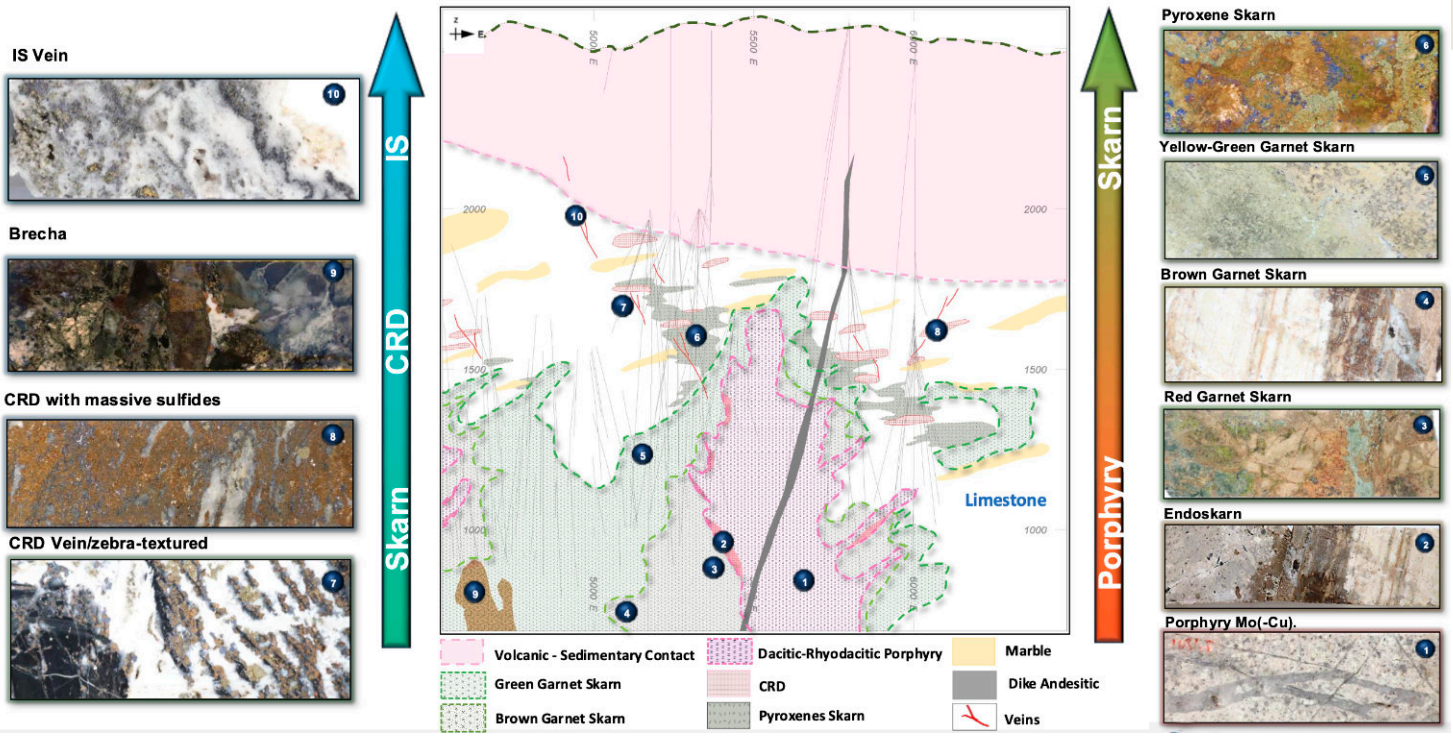
- Late laramide extensional led to the emplacement of the vein system.
- Porphyries dated between 60 and 63 Ma.
- Intrusive quartz monzonite intrusion – 57.8 ± 0.8 Ma.
- Typical skarn zonation open to various directions.
- The deposit is a porphyry related skarn system



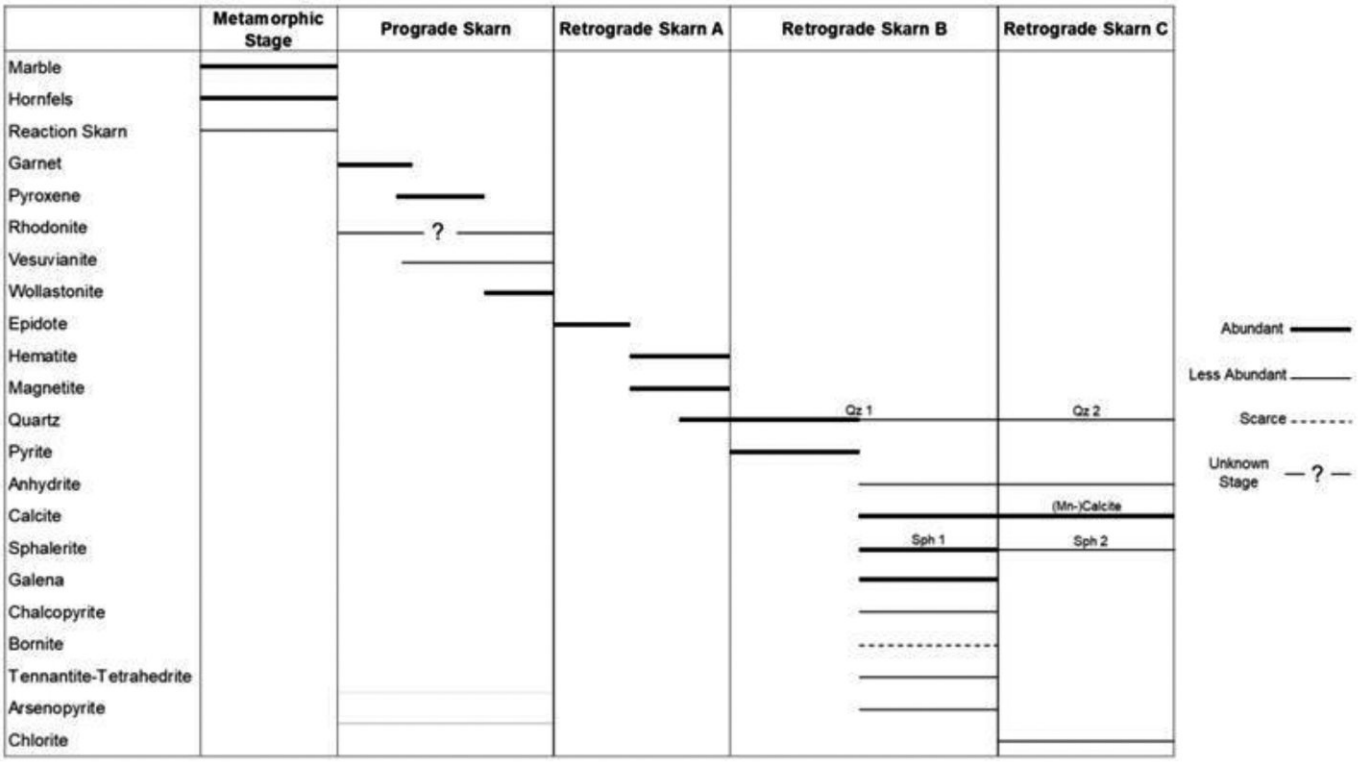


- Significant economic mineralization occurs in garnet and pyroxene skarn (proximal and distal respectively)
- Mineralization associated with sulphides, zinc dominant, lead, silver and copper
- Mineralization is related to multiphase hydrothermal and magmatic activity - CRDs, breccia pipes, epithermal silver, lead, and zinc skarn and vein systems, with copper molybdenum porphyries at depth

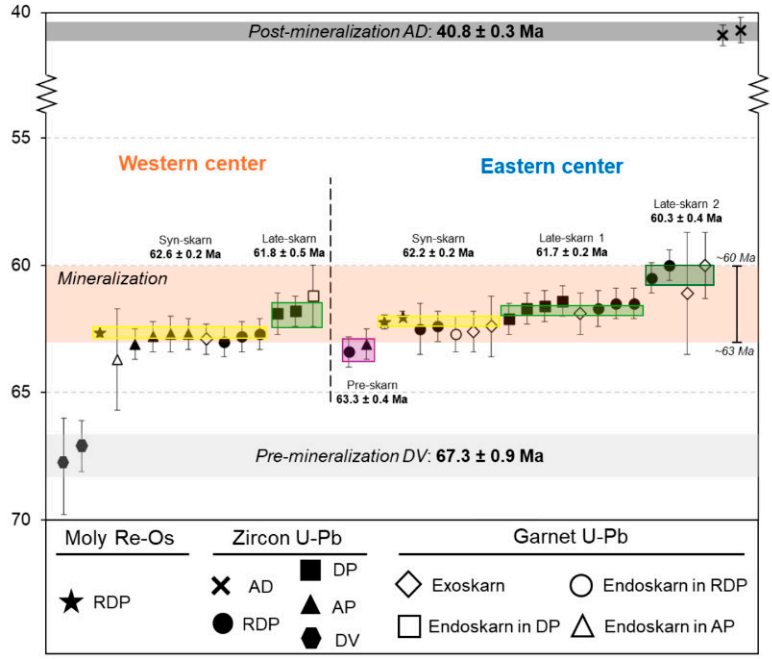
Skarn Color Change
La Colorada Skarn



Paragenesis
La Colorada Skarn



Geochronology
La Colorada Skarn



Note: Quartz monzonite intrusion – 57.8 ± 0.8 Ma.

Western center

Syn-skarn – **62.6 ± 0.2 Ma** (2σ, MSWD=0.6): AP-W and RDP-W dykes

Late-skarn – **61.8 ± 0.5 Ma** (2σ, MSWD=0.5): DP-W dykes

Eastern center

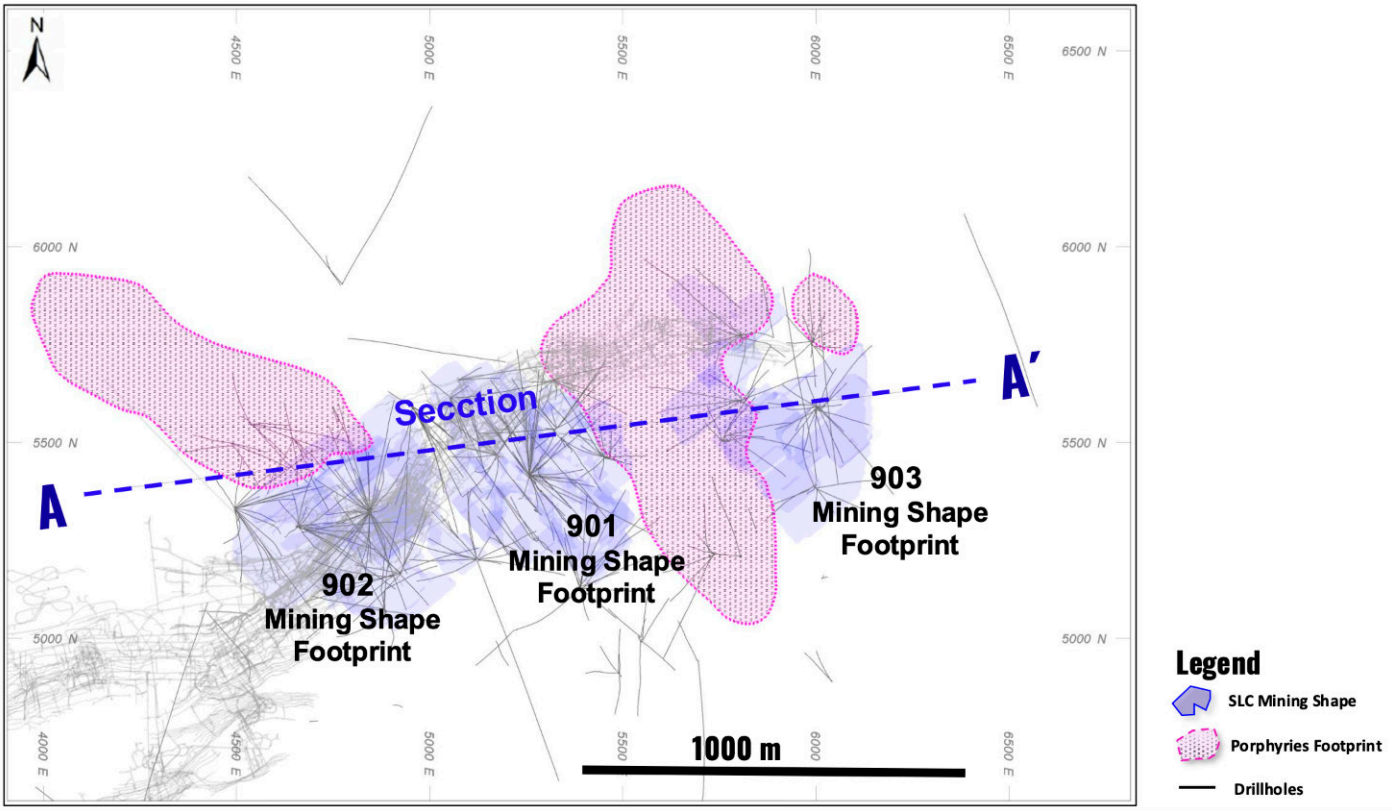
Pre-skarn – **63.3 ± 0.4 Ma** (2σ, MSWD=0.5): AP-E and RDP-E1 dykes

Syn-skarn – **62.2 ± 0.2 Ma** (2σ, MSWD=1.2): RDP-E2 stock

Late-skarn 1 – **61.7 ± 0.2 Ma** (2σ, MSWD=0.6): DP-E and RDP-E3 dykes

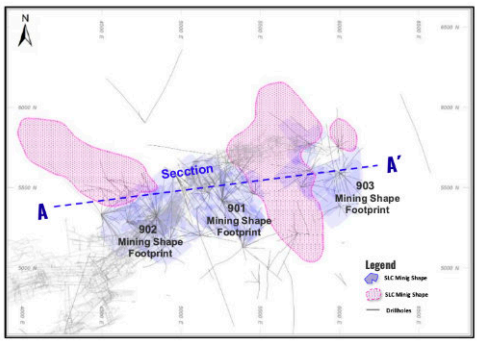
Late-skarn 2 – **60.3 ± 0.4 Ma** (2σ, MSWD=0.6): RDP-E4 dykes

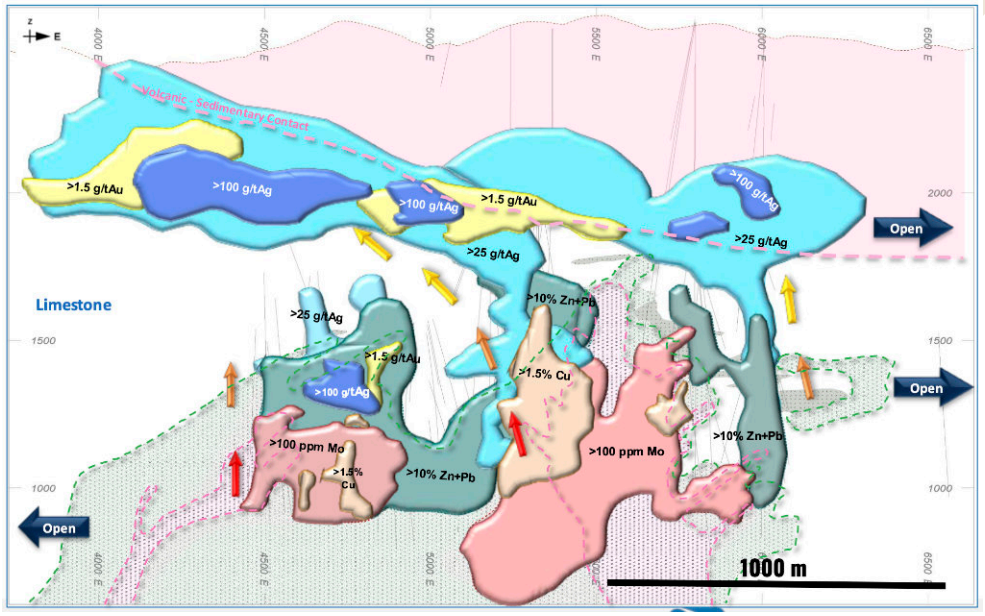
Porphyries Footprint related to skarn SLC Orebodies
La Colorada Skarn



Long Vertical View of Metal Zonation Simplified

Ag, Pb+Zn, Au, Cu and Mo





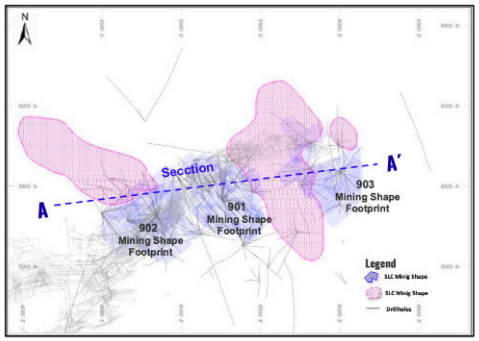
Legend

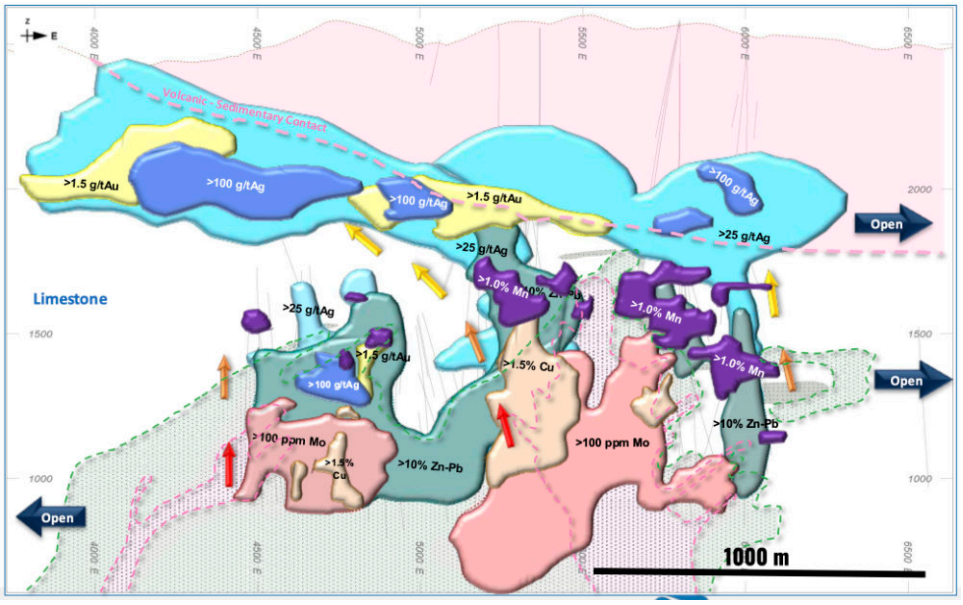
- Green Garnet Skarn
- Brown Garnet Skarn
- Dacitic-Rhyodacitic Porphyry
- Volcanic - Sedimentary Contact

- Au > 1.50 g/t
- Ag > 100 g/t
- Ag > 25 g/t
- Pb+Zn > 10%
- Cu > 1.5%
- Mo > 100 ppm

Long Vertical View of Metal Zonation Simplified

Ag, Pb+Zn, Au, Cu, Mo and Mn





Legend

- Green Garnet Skarn
- Brown Garnet Skarn
- Dacitic-Rhyodacitic Porphyry
- Volcanic - Sedimentary Contact

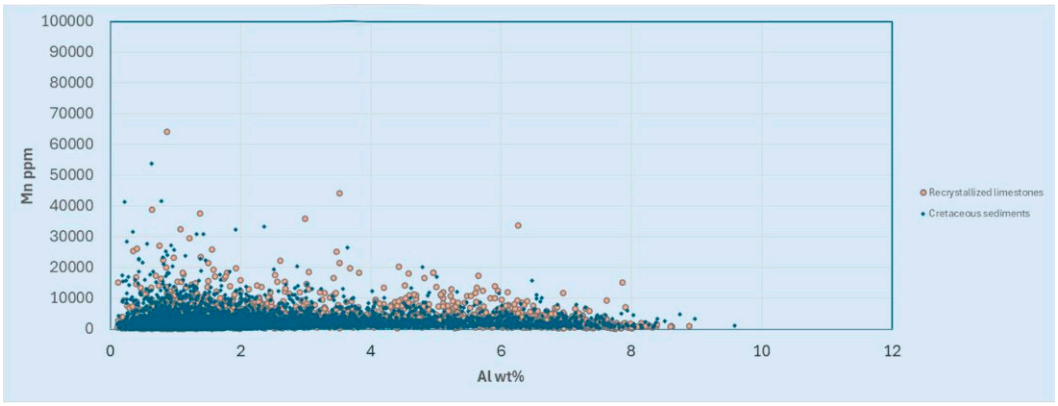
- Au > 1.50 g/t
- Ag > 100 g/t
- Ag > 25 g/t
- Pb+Zn > 10%
- Cu > 1.5%
- Mo > 100 ppm
- Mn > 1.0%

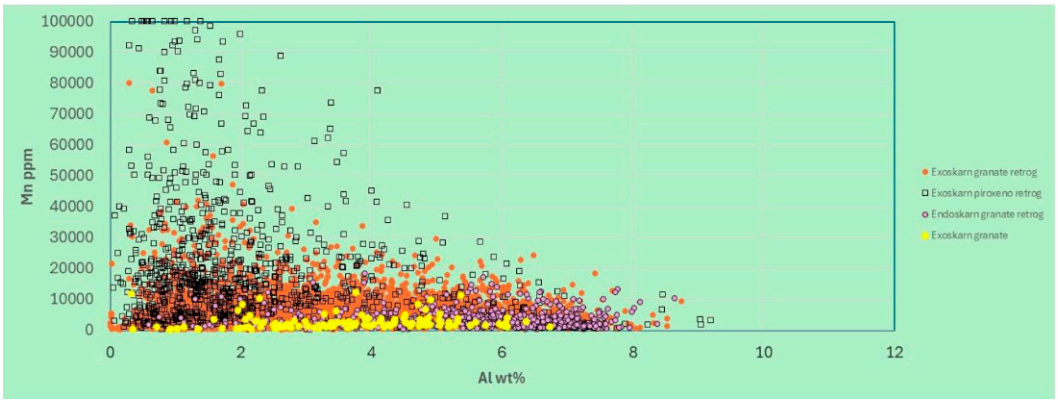
Manganese ppm vs Aluminum wt% Distribution

Skarn and Sediments rock types

Manganese

Highest manganese contents in skarns and sediments are found in samples with low aluminium: manganese fixing is strongest in detrital-poor protolith.





Manganese ppm vs Calcium wt% Distribution

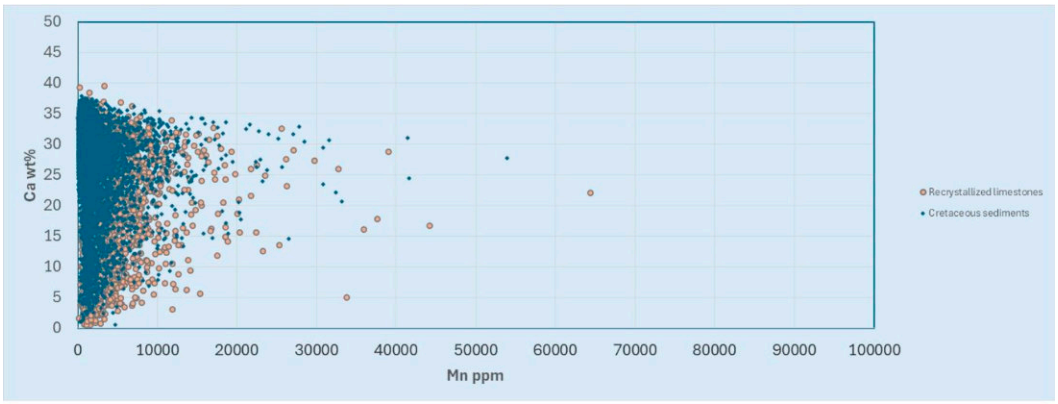
Skarn and Sediments rock types

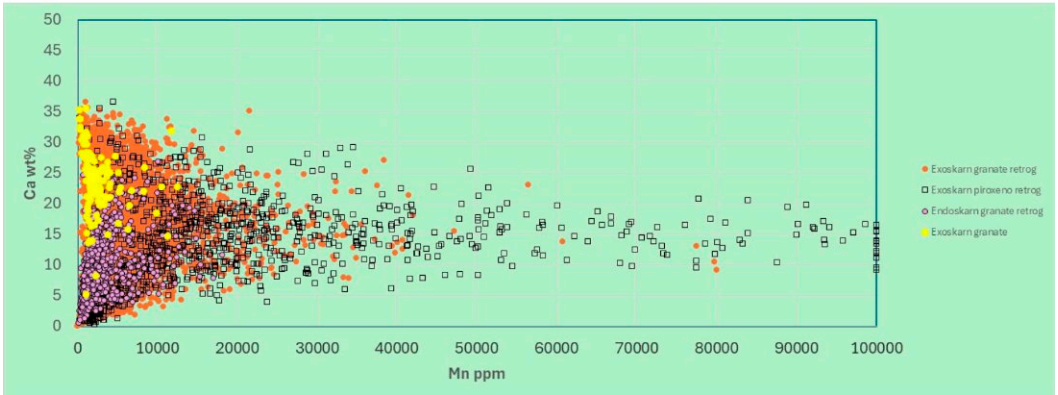
Manganese

Some Cretaceous sediments have elevated Mn contents.

Highest manganese values mostly in pyroxene skarns (Up to >10%) but also insome retrograde garnet skarns (Max 8%).

Most prograde garnet skarns and endoskarns have relatively low manganese (<1.5%).





Manganese ppm vs Mg wt% Distribution

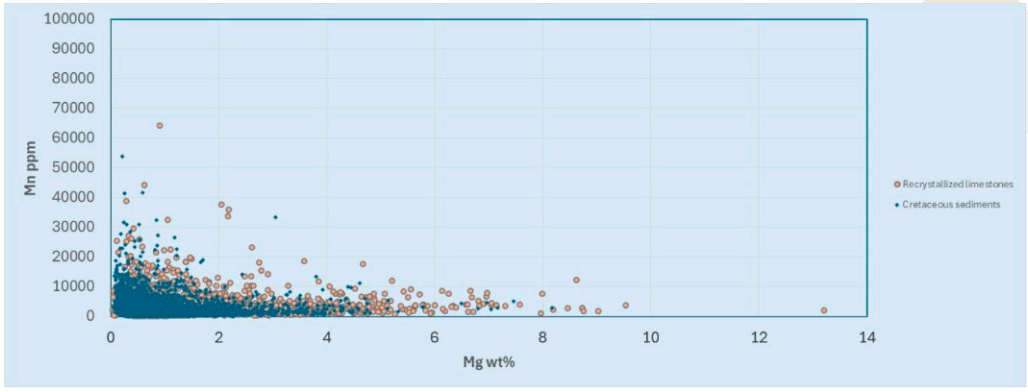
Skarn and Sediments rock types

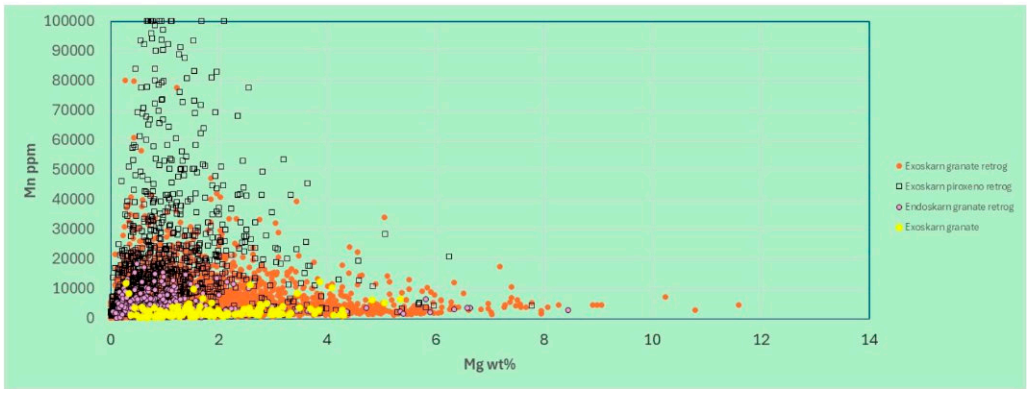
Manganese

Highest manganese contents in skarns and sediments are found in samples with low magnesium.

Retrograde garnet skarns mostly extend to high Mg at low Mn, while pyroxene skarns mostly extend to high Mn at low Mg.

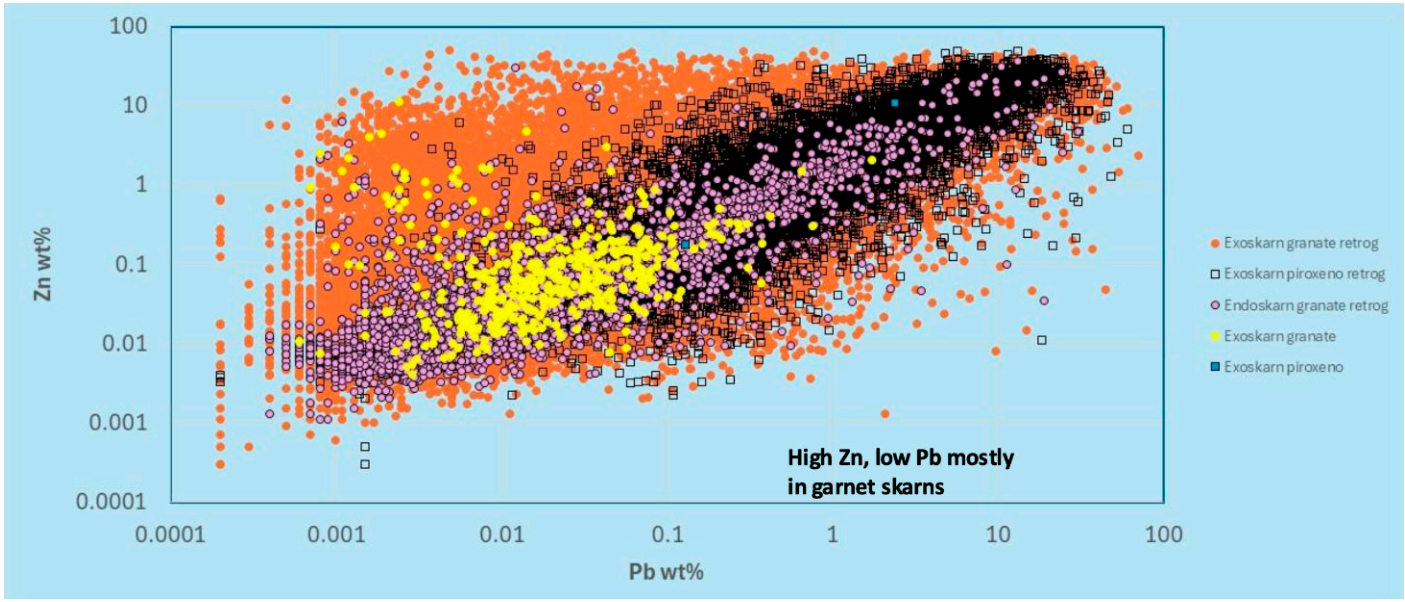
These results confirm the strong chemical zoning within the skarn.





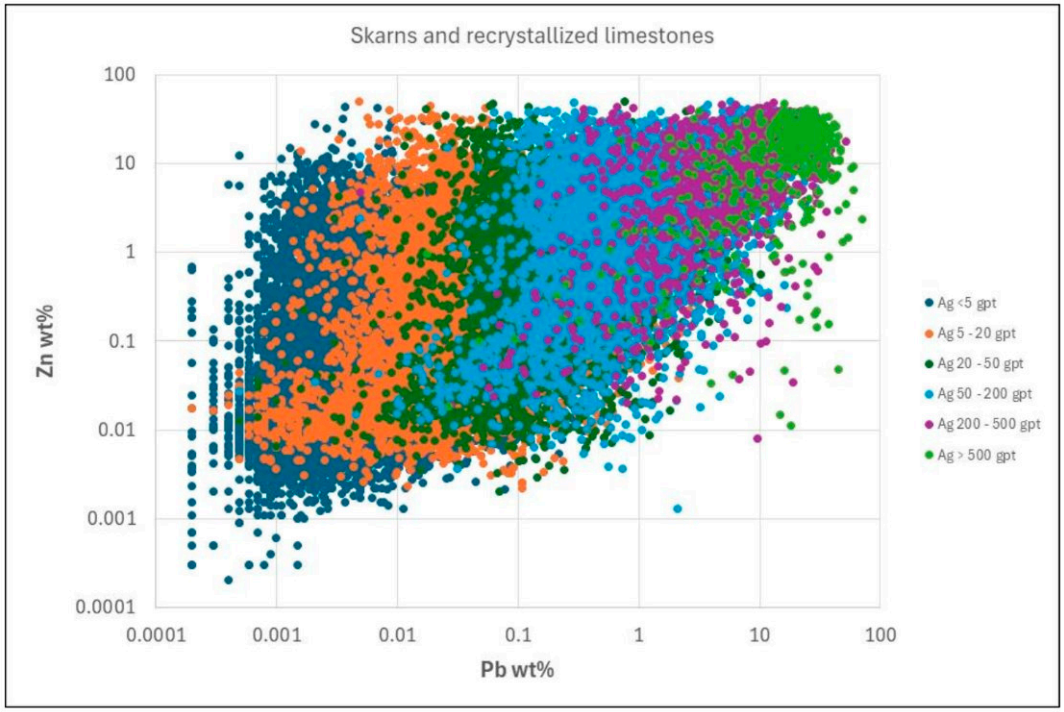
Zn wt% vs Pb wt%

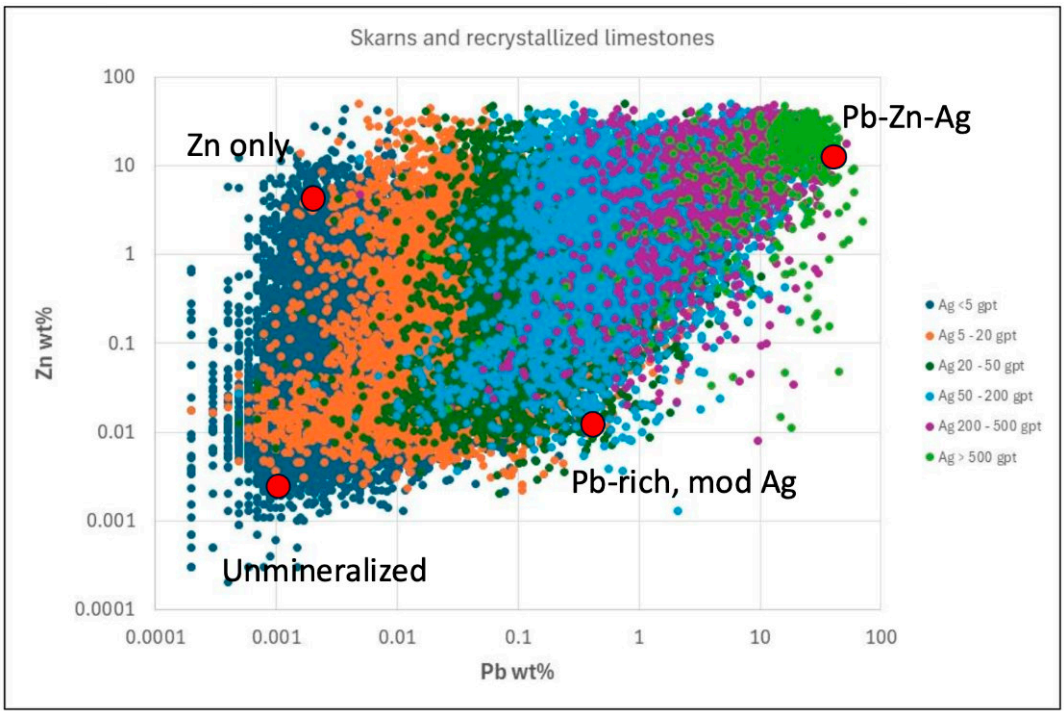
Skarn rock types



SKARNS. Zn versus Pb, log-log plot. Most samples show good correlation between these elements, although an important population of Zn-rich, Pb-poor samples is observed, principally in retrograde garnet exoskarns, and a minor population of high Pb/Zn samples is also present. Separation of Pb from Zn is therefore occurring in some of the fluids.

Zn wt% vs Pb wt% divided by Ag grade ranges
Skarn rock types

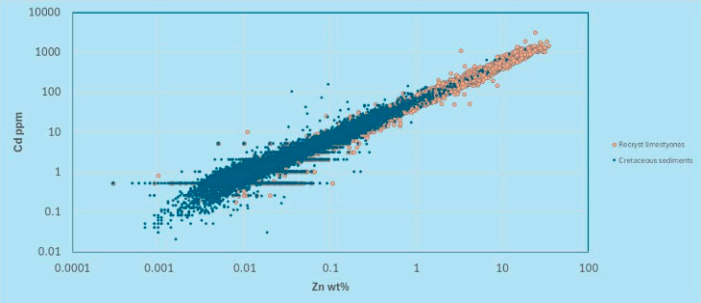




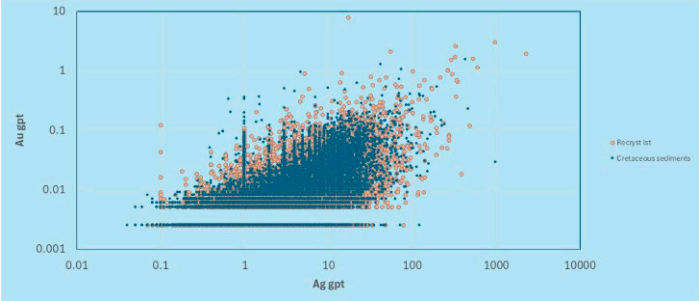
Pb/Zn ratios around 1 by weight are associated with high grade Ag. Higher Pb/Zn ratios (around 10) are associated with moderate Ag. Zn-rich zones with very low Pb (0.01 gpt) are not mineralized with Ag.

Other Elements

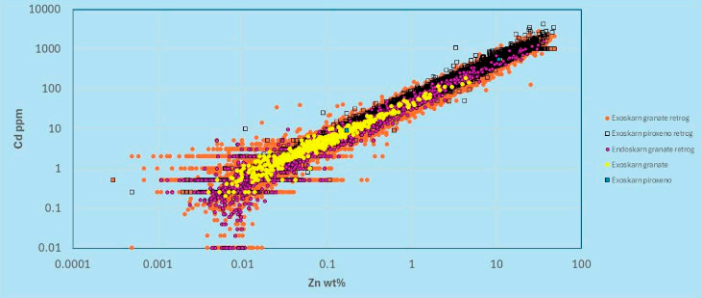
Skarn and Sediments rock types

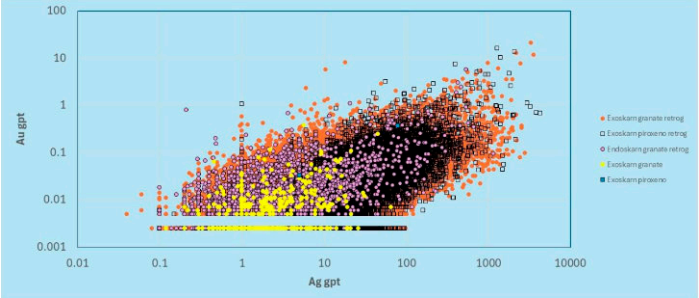


Cadmium shows excellent correlation with zinc.



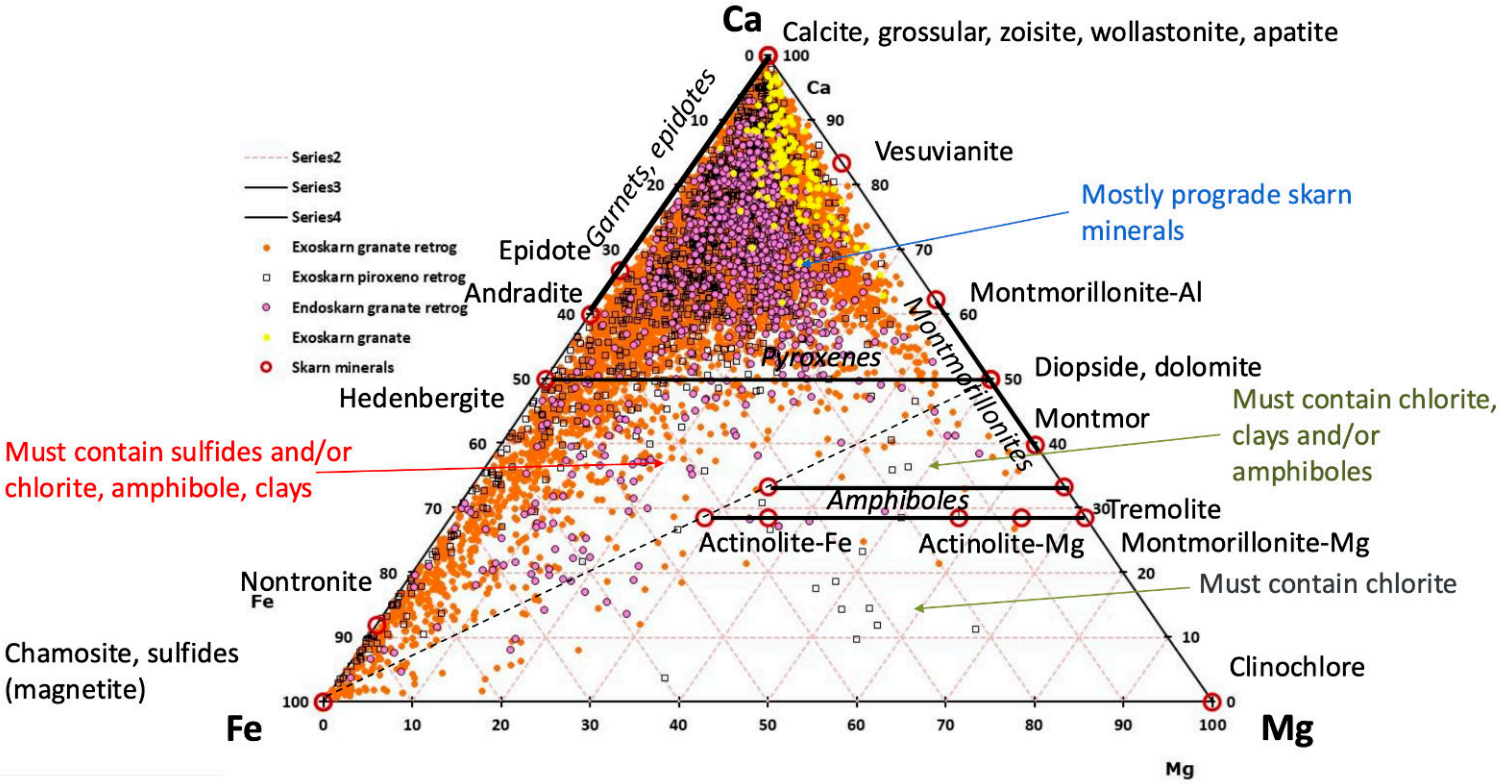
Au and Ag show complex relationships.



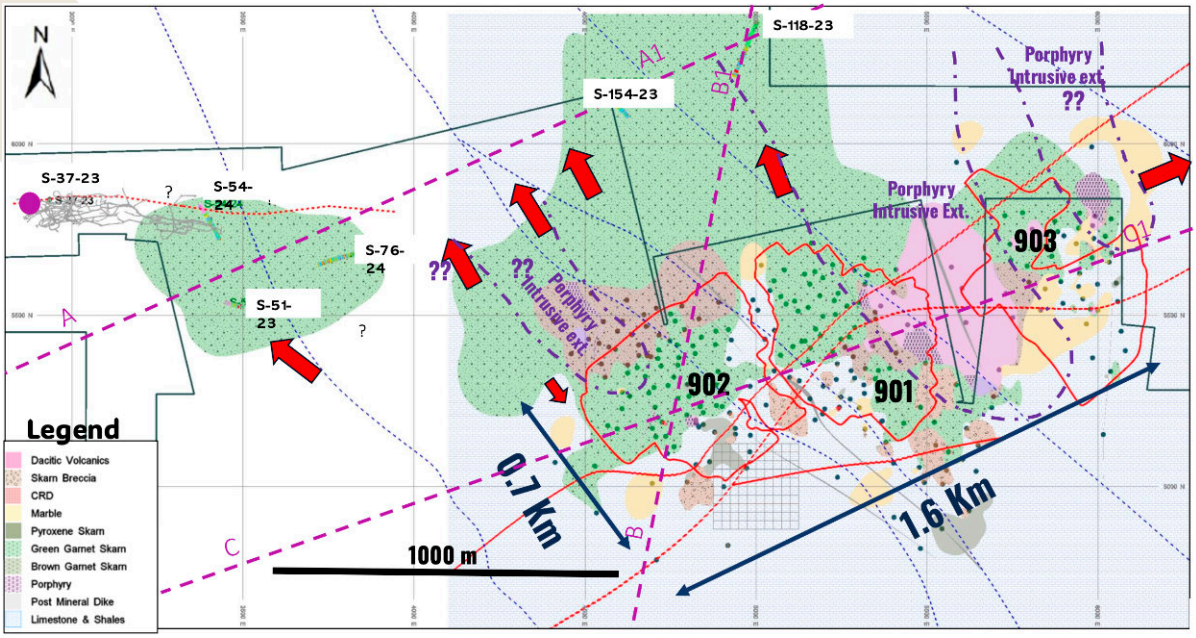


Atomic Ratios in LC Skarn

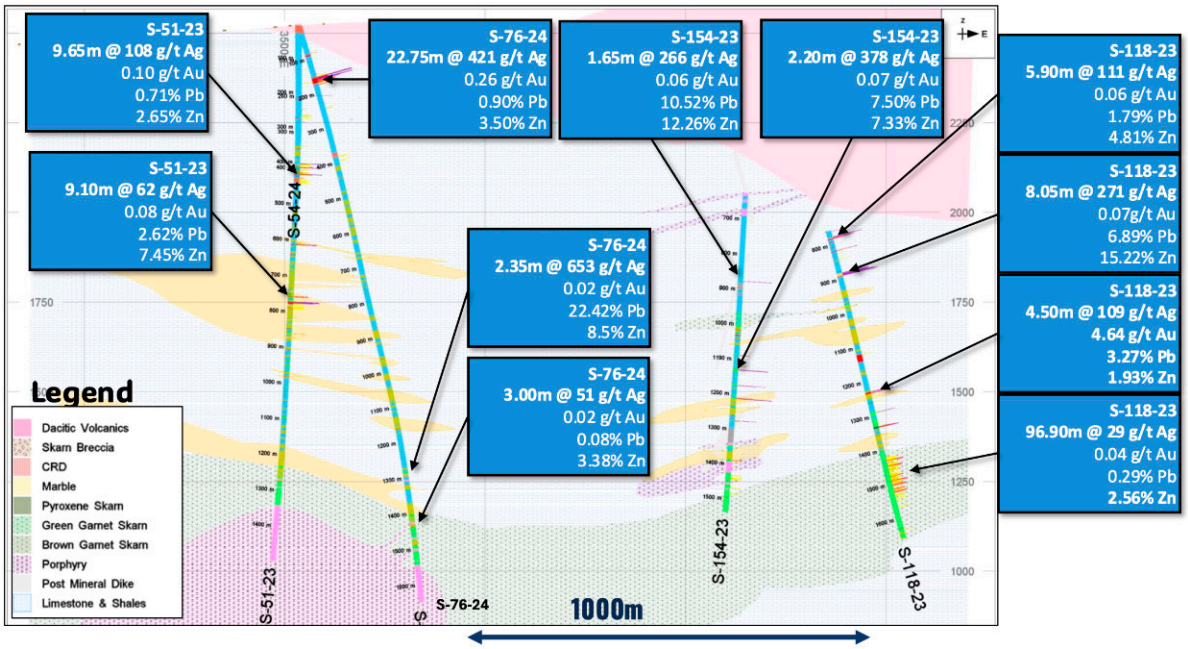
Ca-Fe-Mg



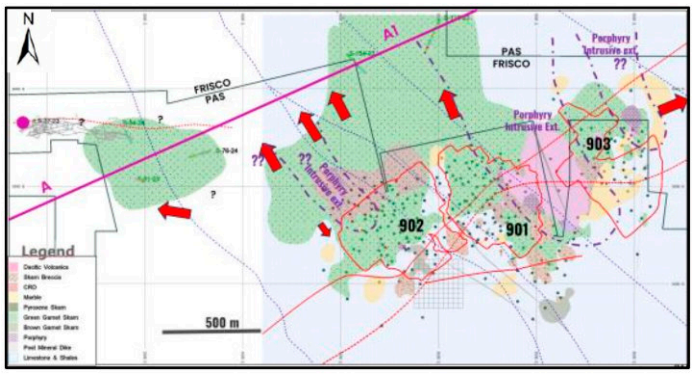
Exploration Potential
Open almost all directions



Schematic Cross Section– (A-A1)
Showing NE-SW Potential

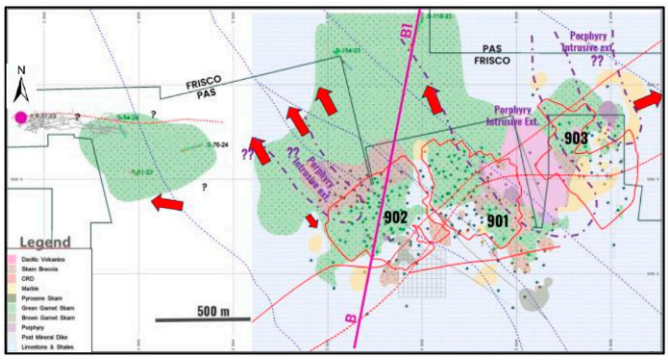


Plan showing A-A1 section from West to East through the northern portion of the property



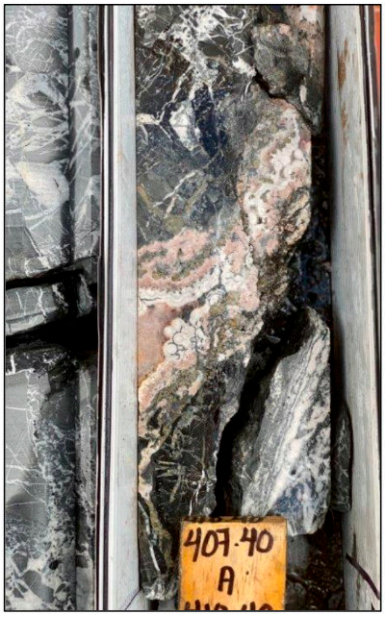
S-37-23

Textures ~1.5km West of know mineralization



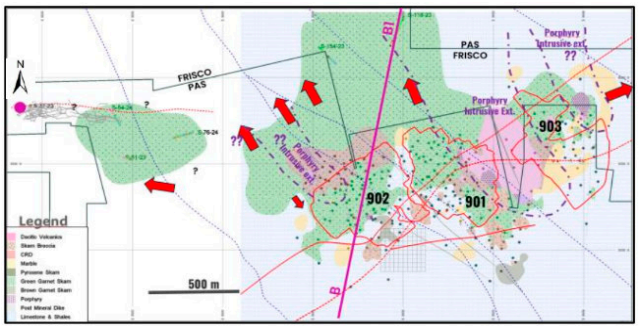
Plan showing west portion DDH S-37-23 and the Recompensa mine

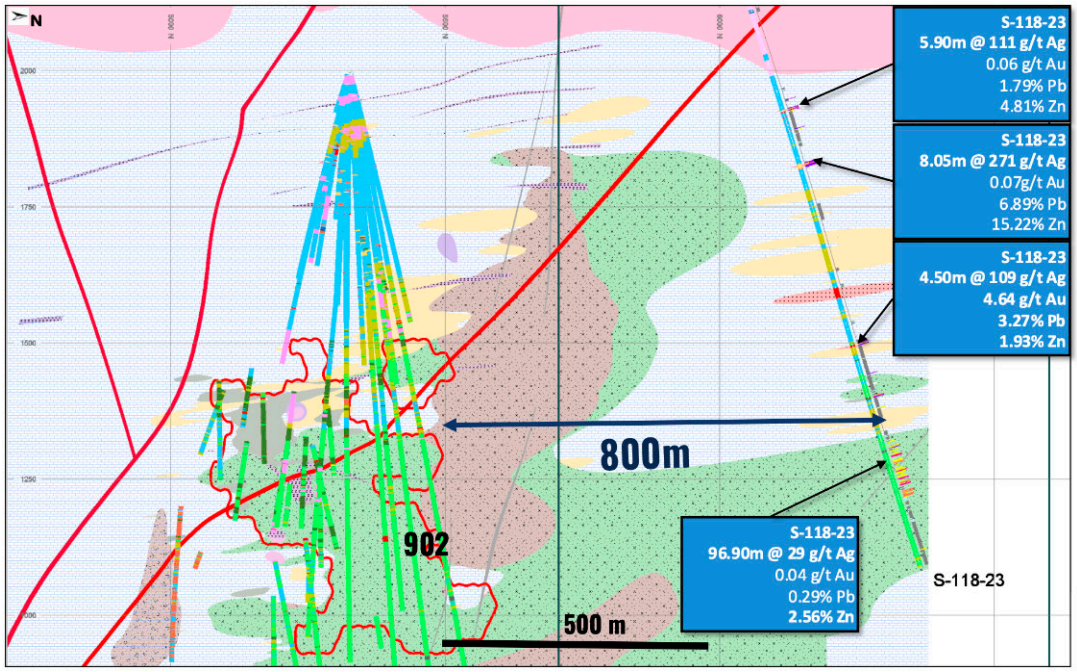
Historic Recompensa mine to the west shows carbonate replacement style mineralisation? Is this associated to a different pulse of hydrothermal fluids to the west?



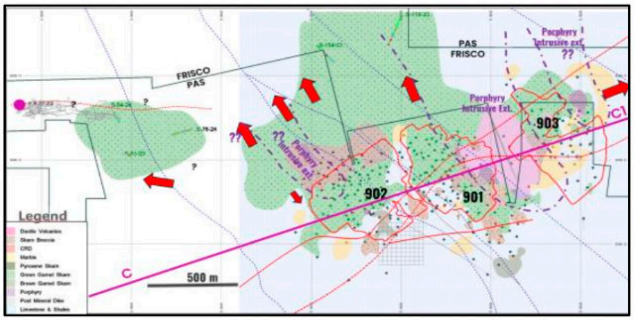
- Drill hole S-37-23- 410.25-410.75m Quartz- calcite - rhodochrosite vein with colloform and botryoidal texture. Disseminated sulfides (pyrite 8%, sphalerite 5%, galena 4%, chalcopyrite 3% and silver sulfosalts).

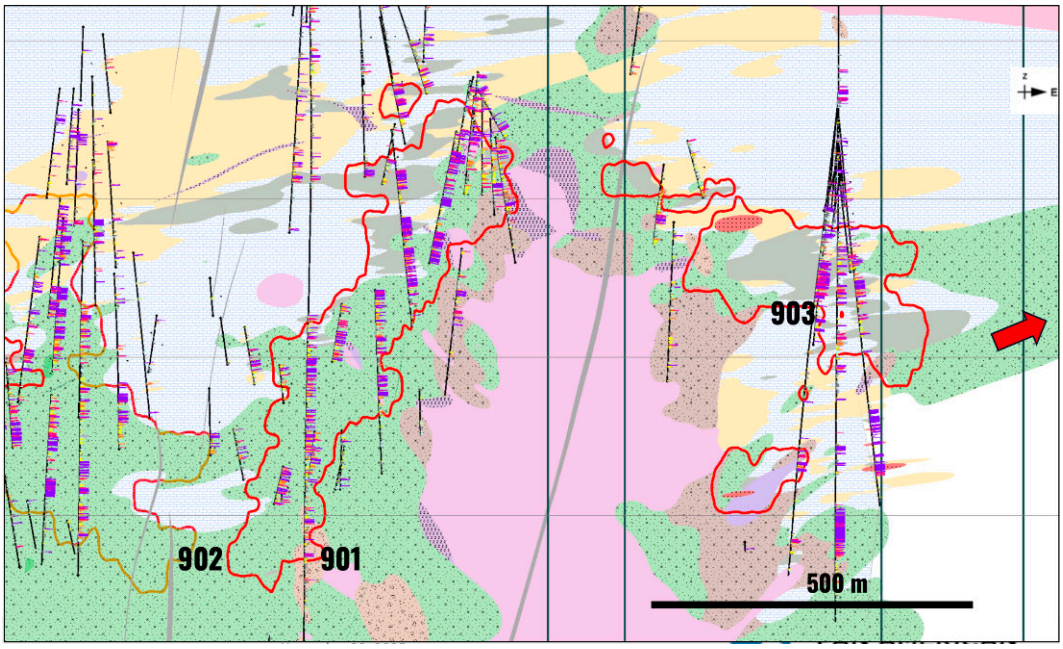
Schematic Cross Section– (B-B1)
Showing North Potential





Schematic Cross Section– (C-C1)
Showing Potential to the East





Skarn Resource Inventory June 2024
Within Pan American Claims

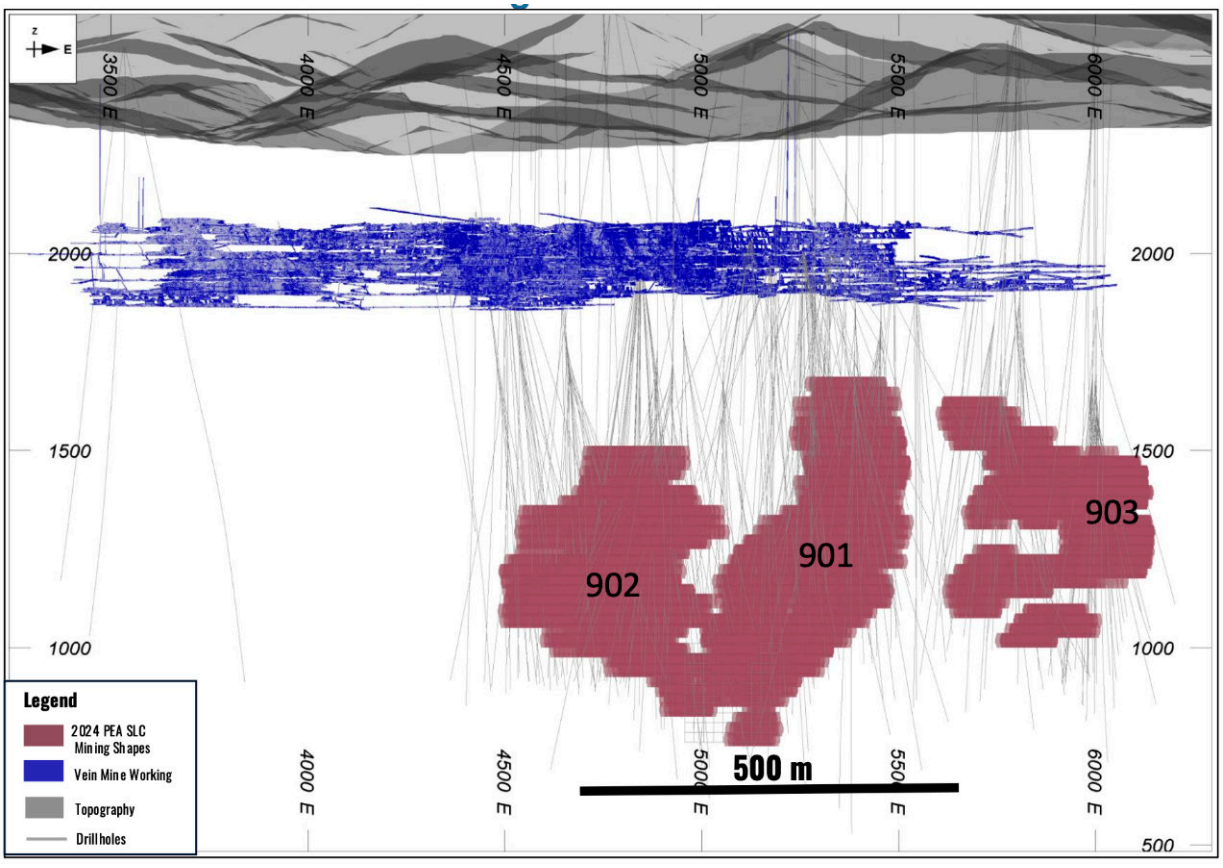
901 Inventory - 2024							
Classification	Tonnage (Mt)	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Ag (Moz)	Zn (kt)	Pb (kt)
Indicated	117.7	32.4	2.72	1.26	122.6	3,198	1,483
Inferred	11.8	28.1	2.09	0.60	10.7	247	70
Indicated & Inferred	129.5	32.0	2.66	1.20	133.3	3,445	1,553

902 Inventory - 2024							
Classification	Tonnage (Mt)	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Ag (Moz)	Zn (kt)	Pb (kt)
Indicated	110.7	40.9	2.98	1.54	145.5	3,305	1,705
Inferred	22.5	27.7	2.81	0.98	20.1	633	221
Indicated & Inferred	133.3	38.6	2.95	1.45	165.6	3,937	1,927

903 Inventory - 2024							
Classification	Tonnage (Mt)	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Ag (Moz)	Zn (kt)	Pb (kt)
Indicated	36.9	34.2	2.85	1.25	40.6	1,052	460
Inferred	27.4	31.7	2.53	1.07	27.9	693	294
Indicated & Inferred	64.3	33.1	2.71	1.17	68.4	1,745	754

Mineral Resources - Within Claims							
Item	Tonnage (Mt)	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Ag (Moz)	Zn (kt)	Pb (kt)
Indicated	265.4	36.2	2.85	1.37	308.7	7,554	3,649
Inferred	61.7	29.6	2.55	0.95	58.6	1,573	585
Indicated + Inferred	327.1	34.9	2.79	1.29	367.3	9,127	4,234

Vertical view looking North
Referenced to surface and current UG Workings



Biggest Zn-Pb Skarn related deposits around the world

Preliminary information from +1700 deposit around the world

Rank	Deposit_name	Country	Pb_Zn_Metal_Mt
Zn-Pb-1	Antamina	Peru	22.85
Zn-Pb-2	La Colorada	Mexico	14.3
Zn-Pb-3	Hermosa	USA	12.45
Zn-Pb-4	Geomdeok	North Korea	11.5
Zn-Pb-5	Dachang[3]	China	8.56
Zn-Pb-6	Santa Eulalia	Mexico	6.72
Zn-Pb-7	Altyn Topkan	Uzbekistan	6
Zn-Pb-8	Kansay and Kurusay mines (Altyn-Topkan and Kansay)	Tajikistan	4.5
Zn-Pb-9	Gejiu	China	4.29
Zn-Pb-10	Dulong	China	4

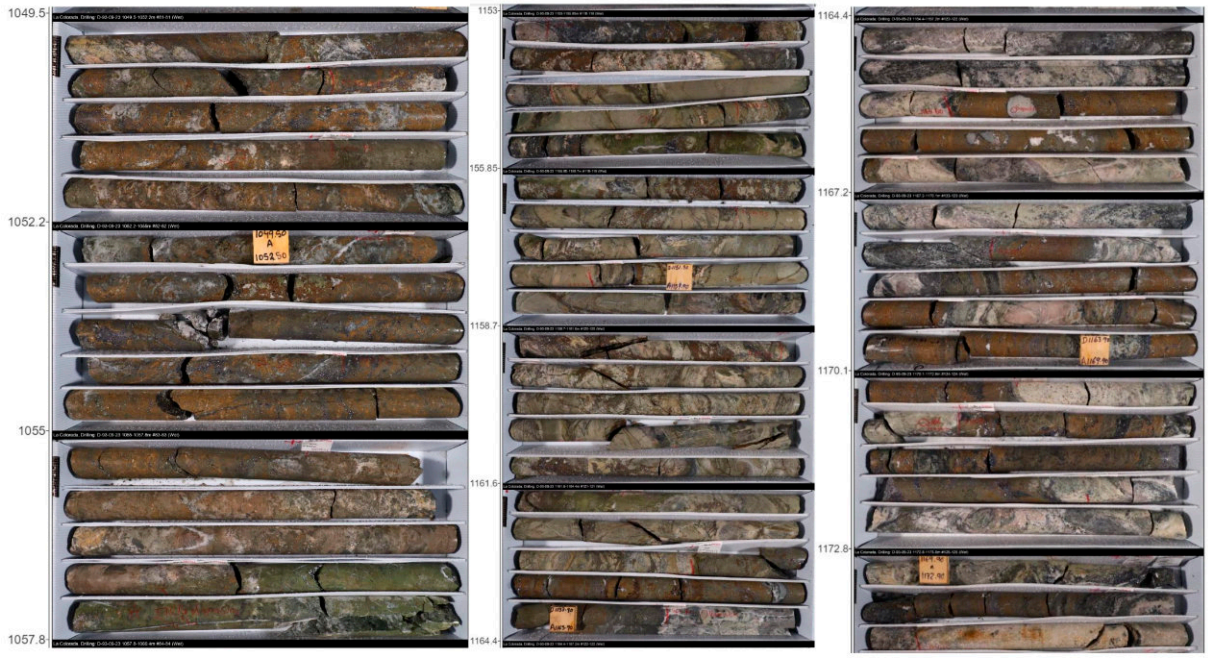
Best drilling Intercepts

Published on Pan American Silver web page

DHID	From (m)	To (m)	Interval (m)	Ag g/t	Cu %	Pb%	Zn%
U-68-18	328.90	637.00	308.10	46	0.20	1.93	4.56
U-66-19	501.40	754.30	252.90	67	0.19	3.84	6.56
U-79-19	473.10	852.00	379.00	54	0.50	1.96	3.73
U-88-19	528.90	799.80	270.90	60	0.17	2.69	4.52
S-03-A-21	930.20	1194.30	264.10	60	0.23	3.43	6.77
D-71-03-21	1178.70	1370.55	191.85	91	0.21	4.80	8.00
U-83-21	652.95	975.80	322.85	64	0.06	1.92	3.80
U-04-22	579.40	813.10	233.70	44	0.15	4.05	5.04
D-93-05-22	1100.55	1289.25	188.70	68	0.11	4.66	6.16
D-96-03-22	1153.30	1448.80	295.50	234	0.09	6.36	5.72
D-96-03-22	1194.80	1291.80	97.00	654	0.16	15.35	11.38
U-33-22	537.60	735.10	197.50	76	0.09	2.48	7.21
D-96-12-23	1185.90	1295.45	109.55	233	0.10	6.62	7.32
D-93-07-23	1071.50	1431.55	360.05	53	0.15	3.68	3.43
D-93-08-23	1166.95	1495.40	328.45	71	0.08	2.57	3.79
D-93-09-23	1025.20	1357.60	332.40	144	0.10	4.11	4.78
D-93-09-23	1131.20	1221.05	89.85	461	0.14	10.63	11.05
D-96-13-23	1077.70	1517.20	439.50	72	0.05	2.13	3.27
U-103-22	723.35	997.30	273.95	82	0.07	2.85	3.26
U-124-22	446.70	726.10	279.40	45	0.12	2.75	4.60
U-28-23	540.00	970.05	430.05	28	0.08	1.17	4.00
U-121-22	657.30	735.15	77.85	568	0.12	12.45	9.59
U-91-23	545.65	917.75	372.10	77	0.11	3.91	5.79

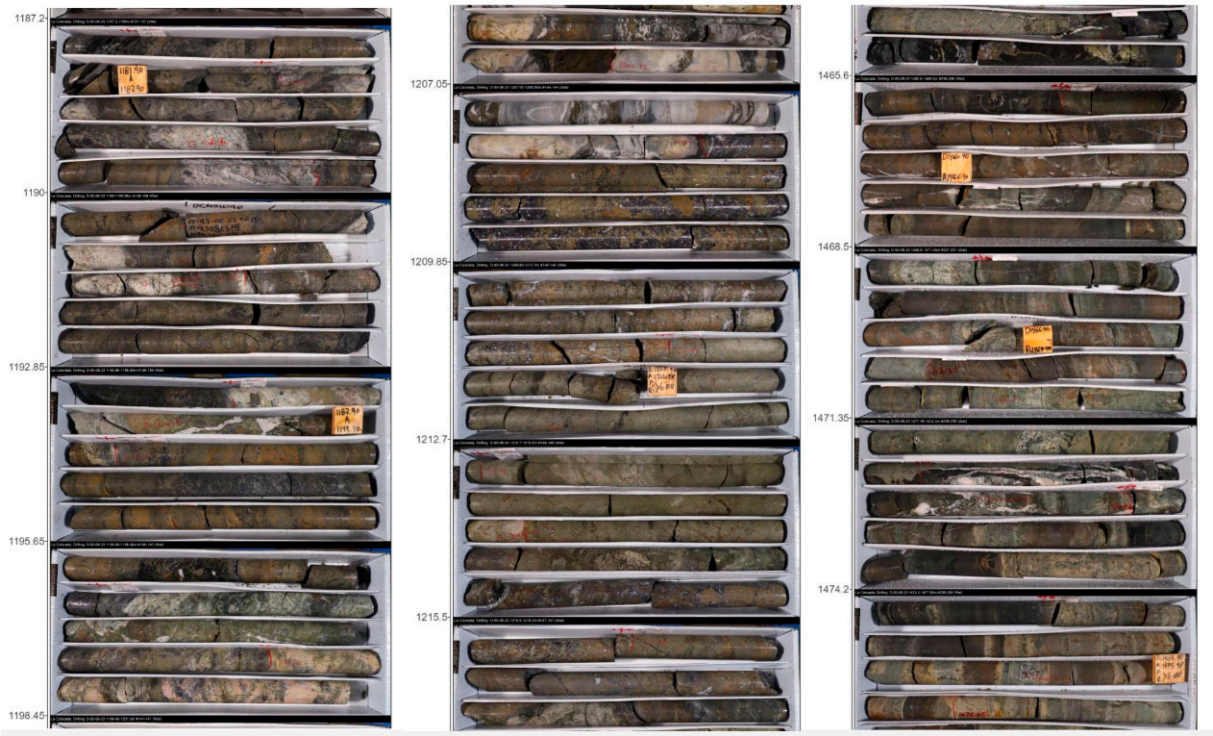
Some Skarn Mineralization
D-93-09-23

D-93-09-23: 1041.0m- 1307.05m 266.05 m, 177 g/t Ag, 0.10% Cu, 5.00% Pb, 5.73% Zn



Some Skarn Mineralization
D-93-08-23

D-93-08-23: 1184.7m – 1495.4m 310.70 m, 72 g/t Ag, 0.09% Cu, 2.64 % Pb, 3.96 % Zn



PAN AMERICAN SILVER

CONTRASTES MINERALÓGICOS EN LA VETA ROSARIO, DISTRITO MINERO DE PACHUCA–REAL DEL MONTE, ESTADO DE HIDALGO

Ramírez López Victor, Escuela Superior de Ingeniería y Arquitectura Unidad Ticomán, IPN,
Carlos Garza González Vélez, División de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Facultad de Ingeniería, UNAM
victorramirez1504@gmail.com

Resumen

Mina Rosario se encuentra dentro del distrito minero de Pachuca-Real del Monte, Hidalgo, comprendido dentro de la provincia Fisiográfica de la Faja Volcánica Transmexicana. Este trabajo tiene como objetivo esencial el estudio de la variabilidad química y mineralógica de las zonas de mena de veta Rosario explotadas en la segunda mitad del siglo XIX, así como de importantes sectores en los niveles de explotación en la época moderna. Con la aplicación de técnicas tradicionales de microscopía y técnicas analíticas avanzadas (microsonda electrónica) se generaron interesantes significados en la exploración en el sector de estudio y en el Distrito Minero de Pachuca-Real del Monte.

Dentro de la colección mineralógica de la Facultad de Ingeniería de la UNAM "Andrés Manuel del Río", se seleccionaron ejemplares históricos que se recolectaron a mediados del siglo XIX, correspondientes con mina Rosario. Asimismo, se realizó un muestreo selectivo en diferentes niveles e importantes sectores dentro de la mina, en la época de su explotación actual.

Se realizó una descripción macroscópica de las muestras tomadas a mediados del siglo XIX, así como de las que se recolectaron en la época moderna. En dichos ejemplares se marcaron campos de interés, los que fueron analizados en el microscopio mineragráfico, con el propósito de delimitar campos de interés mineralógico para ser analizados con mayor detalle en la microsonda electrónica.

Dentro de estas muestras se pudieron observar diferencias significativas en las texturas, en agregados de fases de sulfuros y sulfosales y agregados cristalinos de plata nativa yaciendo en los intersticios de minerales de manganeso. También se pudieron reconocer cristalizaciones de calcopirita bordeando en su totalidad a cristalizaciones de acantita, evidenciando un proceso de de-sulfuración de la solución hidrotermal producto de la oxidación tardía del fluido mineralizante.

La mineralogía y las texturas de la mena de veta Rosario reconocidas en estudios de microscopía tradicional y microsonda electrónica permiten identificar el potencial metalogénico del fluido mineralizante, reconocer la extensión de las zonas de bonanza y entre otros aspectos, establecer el esquema de correlación espacio-temporal, para así definir interesantes implicaciones en el origen de los yacimientos y en las estrategias futuras de exploración.

Abstract

The Rosario mine is located within the mining district of Pachuca-Real del Monte, Hidalgo, which is part of the Trans-Mexican Volcanic Belt physiographic province. The main objective of this study is to examine the chemical and mineralogical variability of the Rosario vein ore zones mined in the second half of the 19th century, as well as important sectors at modern mining levels. The application of traditional microscopy techniques and advanced analytical techniques (electron microprobe) generated interesting findings in the exploration of the study area and the Pachuca-Real del Monte Mining District.

From the mineralogical collection of the Andrés Manuel del Río Faculty of Engineering, of the UNAM historical specimens collected in the mid-19th century from the Rosario mine were selected. Selective sampling was also carried out at different levels and important sectors within the mine during its current exploitation.

A macroscopic description was made of the samples taken in the mid-19th century, as well as those collected in modern times. Fields of interest were marked on these specimens, which were analyzed under a

mineralogical microscope in order to delimit fields of mineralogical interest for more detailed analysis with an electron microprobe.

Within these samples, significant differences were observed in the textures, in aggregates of sulfide and sulfosalt phases, and in crystalline aggregates of native silver lying in the interstices of manganese minerals. Chalcopyrite crystallizations were also recognized, completely bordering acanthite crystallizations, evidencing a process of desulfurization of the hydrothermal solution as a result of the late oxidation of the mineralizing fluid.

The mineralogy and textures of the Rosario vein ore recognized in traditional microscopy and electron microprobe studies allow us to identify the metallogenic potential of the mineralizing fluid, recognize the extent of the bonanza zones, and, among other aspects, establish the space-time correlation scheme, in order to define interesting implications for the origin of the deposits and future exploration strategies.

Introducción

La historia minera del Distrito de Pachuca-Real del Monte inicia en la tercer década del siglo XVI. Desde entonces hasta el siglo XX se han producido 40 mil toneladas de plata y 231 toneladas de oro, que representa el 6% de la producción mundial y el 16% de la producción nacional (Compañía Real del Monte, 2019).

El distrito minero de Pachuca-Real del Monte se localiza en la porción centro-sur del estado de Hidalgo, a 85 kilómetros al noreste en línea recta de la ciudad de México. Esta gran región minera se encuentra dentro de los municipios de Pachuca de Soto y Mineral del Chico y cubre una superficie de 100 km^2

La Mina Rosario se sitúa en la porción noroeste de Pachuca de Soto, a una distancia de 1 km hacia el norte en línea recta del Monumento Cristo Rey.

La zona de bonanza de la mina Rosario se descubrió en lo que se conoce como época de la modernización, como parte de la historia del distrito de Pachuca-Real del Monte, que comprendió desde los inicios de la Independencia de México hasta el año de 1906. Los trabajos de exploración, desarrollo, explotación y beneficio fueron ejecutados por empresarios ingleses, norteamericanos y mexicanos, Geyne et al. (1963).

La veta Rosario resultó ser la bonanza del siglo XIX produciendo 501,508 kilogramos de plata equivalente a 16,115,656 onzas troy entre los años de 1853 y 1862. Dos años antes de la bonanza de Rosario la producción de plata era de 40,430 kg de plata, cifras muy por debajo de la bonanza de Rosario. En 1853 se instaló una bomba córnica de vapor para desaguar la mina bajando aproximadamente 86 metros del nivel del agua, dando paso a los años de bonanza de esta mina.

Son muy escasos los trabajos previos publicados sobre la mina Rosario. El trabajo más significativo fue de Geyne et al. (1963), quien realizó la cartografía y el mapeo de las vetas en el distrito de Pachuca-Real del Monte. En particular, el mapeo de la veta Rosario (sector oriente) lo realizó en conjunto con la veta Analcos (sector poniente), por tal razón se les conocía como veta Analcos-Rosario.

La presente investigación tuvo como objetivo fundamental, el estudio de la variabilidad química y mineralógica de las zonas de mena de la veta Rosario explotadas en la segunda mitad del siglo XIX, así como de importantes sectores en los niveles en la época moderna de explotación. Con la aplicación de técnicas tradicionales de microscopía y técnicas analíticas avanzadas (microsonda electrónica) fue posible proponer un esquema correlativo espacio-temporal, con interesantes significados en la exploración en el sector de estudio y en el Distrito Minero de Pachuca-Real del Monte.

Es interesante tener presente que la mineralización en el distrito ocurrió en o cerca del fin de la depositación de la sucesión volcánica superior. Así pues, la cima del horizonte argentífero se localiza dentro de la Formación Vizcaína, que representa la formación más inferior de la sucesión volcánica superior. Los cortos intervalos de tiempo entre vulcanismo, fallamiento y mineralización deducidos de observaciones de campo son acordes con las evidencias geocronológicas obtenidas de las rocas volcánicas más jóvenes y de las rocas intrusivas de la sucesión superior (Geyne et al., 1990; Sánchez, R.L.E. et al., 2007).

Método de trabajo

La primera etapa del trabajo consistió en las siguientes acciones:

- Recopilación y análisis de información geológica, y geológico-minera.
- Elaboración del mapa que ubica y delimita el distrito minero de Pachuca-Real del Monte, así como también de mina Rosario.
- Al final de esta etapa se procedió a la selección e integración de los ejemplares colectados en la segunda mitad del siglo XIX (colectados durante y entre los años de 1855 y 1861), que fueron obtenidos de la Colección Mineralógica Andrés Manuel del Río de la Facultad de Ingeniería de la UNAM, importante acervo que nació con el Real Seminario de Minería, cuna de la Ingeniería y de las ciencias de la tierra en México. Esta importante institución se inauguró en el año de 1792; actualmente ocupa el edificio ubicado en la Calle de Guatemala # 90 en el Centro Histórico de la Ciudad de México.

Posteriormente se procedió a la planificación del trabajo de campo en mina Rosario, con el fin de llevar a cabo un muestreo selectivo, esencialmente vertical, que comprendió los niveles accesibles, desde el más somero al más profundo: Nivel Santa Margarita, Nivel La Cruz, Nivel San Agustín, Nivel San Mateo y Rebaje antiguo. (Figura 1).

Cabe señalar que no se muestreó en los niveles San Guillermo y San Miguel, así como el Nivel Fortuna debido a problemas de seguridad y acceso.

El trabajo con los ejemplares de la colección mineralógica Andrés Manuel del Río y de las muestras obtenidas en la mina Rosario consistió en su primera parte, en la descripción detallada de las muestras con la ayuda de una lupa binocular marca Leica Zoom 2000. La descripción culminó con el marcado de los campos en las muestras con el objetivo de obtener cortes para la preparación de secciones pulidas y poder estudiarse bajo el microscopio mineragráfico. A partir de las descripciones mineragráficas se pudieron definir fases mineralógicas, orden del depósito y los campos para los análisis químico-mineralógicos en la microsonda electrónica.

La última fase del trabajo de laboratorio consistió en la ejecución de los análisis químicos cuantitativos y cualitativos en la microsonda electrónica, con fines mineralógicos, en el Laboratorio de Microanálisis del Instituto de Geofísica de la UNAM, campus Morelia. Con esto se procedió a la determinación de las fórmulas químicas empíricas, a partir de los análisis químicos obtenidos en la microsonda con el objetivo de definir un marco correlativo que culminara en la evaluación de la información en el contexto geológico de la mina Rosario y sus implicaciones en la exploración.

En las fases seleccionadas en cada uno de los campos elegidos a partir de los estudios mineragráficos se utilizaron dos tipos de técnicas en la microsonda electrónica marca Joel con 5 espectrómetros:

- Análisis EDS (Energy-Dispersive X-Ray Spectroscopy)
- Análisis WDS (Wavelengh Dispersive X-Ray Spectroscopy)

La primera técnica se utilizó para los análisis rápidos que permitieron detectar en algunas muestras una determinada suite de elementos químicos y así poder evaluar la posibilidad de realizar en la muestra análisis cuantitativos, por uno o más elementos químicos con el uso de la técnica WDS.

Estudios Mineralógicos en la Microsonda Electrónica de los Ejemplares Colectados en la Segunda Mitad del Siglo XIX (Colección Mineralógica Andrés Manuel del Río de la Facultad de Ingeniería, UNAM).

Los ejemplares fueron organizados conforme al año en que fueron colectados y con base en la mineralogía característica, desde la zona de oxidación que corresponde con las partes más someras del sistema, hasta la zona de sulfuros primarios. Se exponen los resultados de mayor interés.

Ejemplar 1858 (Colectado en el año de 1861). Se observó acantita en rellenos de cavidades aisladas, Asimismo, se observó clorargirita mezclada con acantita secundaria y sulfatos de plomo, rellenado fracturas en la pirita como en los bordes de esta. La acantita también se presenta mezclada con óxidos e hidróxidos de hierro y remanentes de sulfuros de metales base en forma de bandeamientos sinuosos, constituyendo una textura secundaria. Otra expresión de esta textura se observa en una mezcla de óxidos e hidróxidos de plomo, manganeso y hierro en microcavidades aisladas interconectadas, a veces formando una textura en forma de panal. También se pudo observar cristales diseminados de acantita rellenando fracturas; dentro de uno de estos cristales de

acantita se encontró incluido un cristal de esfalerita, la cual representa el remanente de una fase primaria de sulfuros de metales base. (Figura 2).

Ejemplar 3944 (colectado en el año de 1855). Se reconoció acantita en cristales diseminados hacia sus bordes, presentando pequeñas cantidades de arsénico y cobre como impurezas en solución sólida en la estructura de la acantita. Algunos de estos cristales muestran bordes de reacción con una probable sulfosal de plata, que pudiera pertenecer a la serie de la cupropearceita $[Cu_6As_2S_7][Ag_9CuS_4]$-cupropolibasita $[Cu_6Sb_2S_7][Ag_9CuS_4]$. (Figura 3).

Ejemplar 2670 (colectado en el año de 1855). Se observaron cristales anedrales de acantita alojados en fracturas rellenas de cuarzo, Cabe resaltar que algunos cristales de acantita inicialmente cristalizaron de forma homogénea, no obstante, otros cristales manifiestan una exsolución de una fase desconocida de color gris intermedio formando intercrecimientos lamelares; en otros cristales aledaños, también se observaron intercrecimientos mirmequíticos de la fase gris obscura con la acantita. (figura 4).

Ejemplar 4063 (colectado en el año de 1861). La acantita precipitó en superficies de sulfuros de metales base y en menor cantidad en cristalizaciones aisladas. La acantita reemplaza parcialmente a la pirita, además de reemplazar a la galena, esta última a su vez se encuentra reemplazando a la pirita en formas de bahías o de ensenadas. (figura 5).

Ejemplar 1630 (colectado en el año de 1861). Las asociaciones mineralógicas corresponden a una zona de sulfuros de metales base asociados a ganga de cuarzo; las cristalizaciones de acantita reemplazan parcialmente los bordes de galena, pirita, calcopirita y esfalerita.

Estudios Mineralógicos en la Microsonda Electrónica de los Ejemplares Colectados en la Mina Rosario Durante el Trabajo de Campo. Con base en las observaciones realizadas en la descripción mineragráfica, algunas secciones pulidas, por su importancia, fueron analizadas en la microsonda electrónica. Se exponen los resultados de mayor interés:

Nivel Santa Margarita (SM-2). En los bordes de los cristales de esfalerita se presentan reemplazamientos parciales de acantita, la que también se halla ocluida en esta. El análisis WDS reveló valores anómalos de cobre en esa acantita, probablemente se trate de una acantita cuprífera.

Nivel La Cruz (LC-1). Se identificaron cristales anedrales de esfalerita, cuyos bordes se encuentran parcialmente reemplazados por galena, acantita y ocasionalmente por una probable sulfosal de plata rica en cobre. La acantita también reemplaza parcialmente los bordes de la calcopirita, además, ocasionalmente se presentan cristales subedrales elongados de acantita cuprífera, cortando a cristales de esfalerita.

Nivel San Agustín (SA-1). Se comprobaron agregados de cristales de plata nativa que presentan una textura careada; la presencia de plata nativa es consecuencia del avanzado proceso de de-sulfuración, dado el alto estado de oxidación que acusó en su etapa tardía el fluido mineralizante (Figura 6). En la imagen de falso color obtenida en el SEM se demostró la presencia de oro en solución sólida en la estructura de dichos cristales (Figura 7). Agregando a lo anterior, entre los cristales fracturados de los óxidos de Mn (probable criptomelano), aparecen cristalizaciones de oro nativo Durante el proceso de de-sulfuración la calcopirita permaneció estable, no obstante, durante el avance de dicho proceso, el cobre permaneció en solución y su movilidad pudo sobrevivir más allá del final de la oxidación de la solución mineralizante, esto se puede evidenciar por la presencia de agregados de cristales de cobre nativo en una matriz constituida por una mezcla de óxidos e hidróxidos de manganeso (wad de manganeso).

Nivel del Rebaje Antiguo (RA-1). Son manifiestos agregados de calcopirita que se encuentran bordeando totalmente a los agregados cristalinos de acantita. Esta textura evidencia el inicio del proceso de de-sulfuración de la solución mineralizante producto de la oxidación, en donde la alta fugacidad del oxígeno desempeñó un papel preponderante. Cabe precisar que durante este proceso la calcopirita permaneció estable (figura 8). Se observa también a la acantita que rellena parcialmente microfracturas en pirita.

Nivel San Mateo 1 (SMA-1). Se reconoció calcita y calcita manganífera, inician en los bordes de los cristales y se encuentran rellenas de probable maghemita que presenta concentraciones de titanio.

Nivel San Mateo 3 (SMA-3). En los cristales de calcita y cuarzo, existen aberturas y fracturas rellenas por óxidos de manganeso, probablemente romanechita, asociada a una fase desconocida de Mn; ambos minerales se originaron por lixiviación de minerales de manganeso. Por otra parte, se observaron masas polvorientas probablemente de manganita. Las fases de manganeso corresponden a un proceso final de oxidación del fluido mineralizante.

Resultados

Los análisis y descripciones mineralógicas detalladas realizadas revelaron varios patrones de interés en la exploración:

1. Las investigaciones mineralógicas llevadas a cabo en este trabajo permiten confirmar la simultanea formación de los filones, formándose en un solo episodio, esencialmente en cuanto a su forma, estructura, paragénesis y sucesión. La formación de los filones fue simultánea, limitada entonces a un episodio único, y bajo este principio de uniformidad en los procesos metalogénicos en el distrito, es posible proponer algunas implicaciones en la exploración en la veta Rosario, que pueden ser consideradas a nivel del distrito.

2. Los ejemplares estudiados que se colectaron en la segunda mitad del siglo XIX, como de las muestras que se obtuvieron durante el trabajo de campo de los niveles Santa Margarita, La Cruz, San Agustín, San Mateo y el nivel del Rebaje Antiguo, pertenecen a la zona de bonanza de la veta Rosario. Destaca el ejemplar con clave 1858 que fue colectado en el año de 1861 de una zona de oxidación de esta mina. La abundancia y distribución de la acantita en este ejemplar indican una muy alta ley de plata (kgs/tn), siendo mineral que seguramente se destinaba directamente a fundición.

3. Se observaron cristales de acantita con texturas de exsolución, con una fase desconocida probablemente se trate de acantita selenífera con la fórmula química general Ag (S, Se) la cual, se formó durante el rompimiento del Ag_2S para dar lugar también a la formación de plata nativa, producto del proceso de de-sulfuración del sistema mineralizante por otra parte, indiscutiblemente el Se es un pathfinder de mineralizaciones auríferas.

4. En los niveles de Santa Margarita y La Cruz, la frecuencia de acantita y sus relaciones texturales con metales base es muy similar a la observada en los ejemplares estudiados del siglo XIX. Inclusive en el nivel La Cruz se tienen pequeñas cantidades de probables sulfosales tardías, además que se reconoció acantita con cantidades anómalas de cobre.

5. En el nivel San Agustín es manifiesto un intenso fracturamiento pre o sinmineral que fue determinante para el desarrollo de una oxidación avanzada del fluido mineralizante. Efectivamente, ocurre con frecuencia plata nativa (con remanentes de acantita) y ocasionalmente con oro en solución sólida, que muestra una asociación constante con óxidos de manganeso, probablemente todorokita y criptomelano, fases originadas por la posible lixiviación de johannsenita. De igual forma, se reconoce con menos frecuencia oro y cobre nativos en una matriz de dichos óxidos de manganeso. Cabe destacar que la presencia de acantita disminuye considerablemente en las fases más tardías de óxidos de manganeso, como la romanechita, manganita y una fase desconocida, asociaciones que frecuentemente se observan en el nivel de San Mateo.

6. Las texturas observadas en el nivel del Rebaje Antiguo evidencian el desarrollo completo del proceso de de-sulfuración del fluido mineralizante. La acantita es muy abundante y guarda relaciones texturales especiales con la calcopirita, también se presentan frecuentes sulfosales tardías, además de que se observan valores anómalos de cobre en la acantita. El fenómeno de de-sulfuración es característico de la zona de bonanza dado que representa la completa evolución mineralógica de un sistema mineralizante.

7. Efectivamente, el denominado horizonte de plata representa la cima de un sistema mineralizado que manifiesta un notorio zoneamiento vertical, en donde predomina la plata en las partes superiores y los sulfuros de metales base en las zonas inferiores. Este rasgo contrasta con la ausencia del zoneamiento hori-

zontal, lo que implica que no se produjo un retorno significativo de flujo de fluido con componente horizontal, dentro del horizonte mineralizado.

8. De acuerdo con las interpretaciones de estudios precedentes de la fase fluida en algunas vetas del distrito de Pachuca-Real del Monte, los fluidos mineralizantes que originaron los sistemas de vetas argentíferas se derivaron de fluidos profundos de origen magmático, asociados a ambientes hidrotermales formadores de menas de plata-oro y metales base en sistemas de vetas mesotermales y/o skarn. Este análisis correlativo abre las posibilidades de búsqueda de estos sistemas con estaciones de barrenación profunda, situados en puntos estratégicos en el interior de las obras mineras.

Conclusiones

Los estudios mineralógicos realizados en la presente investigación demuestran que la uniformidad metalogénica, constituye un principio fundamental que determinó la formación simultánea de los sistemas de vetas en el distrito de Pachuca-Real del Monte.

La mineralogía y texturas de la mena de la veta Rosario estudiadas con microscopía tradicional y microsonda electrónica permitió el reconocimiento del proceso completo de de-sulfuración del fluido mineralizante. Este fenómeno constituye una característica constante en las zonas de bonanza en el distrito de Pachuca-Real del Monte y constituyen el reflejo de la evolución de grandes flujos ascendentes de fluidos mineralizantes. Por tanto, la identificación de estas texturas constituye un rasgo o guía fundamental en el reconocimiento de zonas de bonanza en el distrito.

El alto potencial metalogénico en el distrito permite sugerir la planificación de campañas de exploración geoquímica en las rocas hipabisales (de naturaleza riolítica, principalmente), con prioridad en el sector de Real del Monte, para la búsqueda de yacimientos de oro diseminado.

Los nuevos datos mineralógicos del presente estudio revelan que la mineralización argentífera puede persistir, al menos, 200 metros verticales por debajo del nivel de San Manuel. Asimismo, es factible la continuidad de la veta Rosario hacia el poniente. Así pues, si las condiciones lo permiten, es recomendable la realización de estudios paragenéticos en la veta Analcos, a fin de demostrar el potencial en esa dirección y sus relaciones espacio-tiempo con la veta Rosario.

Es indispensable generar más información geoquímica y mineralógica en sectores estratégicos del distrito, no solamente para orientar la exploración en depósitos específicos, en busca de extensiones de los cuerpos mineralizados conocidos o mineralizaciones sepultadas, sino para guiar la ubicación de los puntos de barrenación profunda, con miras al descubrimiento de sistemas tipo skarn y de vetas polimetálicas (±Au) subordinadas.

Fuentes:

Compañía Real del Monte, Mina El Rosario, 2019, Reporte Inédito.

Dreier, E.J.,2005, El Ambiente de Formación de Vetas y Deposición de minerales en el Sistema de Vetas Purísima-Colon, Distrito de Pachuca Real del Monte, Hidalgo. México: Society of Economic Geologist, inc. Economic Geology. Vol.100 pp. 1325-1347.

Geyne, A.R., Fries, C., Jr., Segerstrom, K., Black, R.F., Wilson I.F., 1963, Geology and Mineral Deposits of the Pachuca-Real del Monte District, State of Hidalgo, Mexico: Consejo de Recursos Minerales No Renovables, Publicación 5E, 205 p.

Geyne, A.R., Fries, C., Jr., Segerstrom, K., Black, R.F., Wilson I.F., 1990, Geology and mineral deposits of the Pachuca Real del Monte district, Hidalgo, Mexico: Society of Economic Geologists Guidebook, v. 6, p. 241–257.

Sánchez, R. L. E., Arredondo, M. J. A., Cardozo, V. E.A., 2007, Informe de la Carta Geológica Minera F14-D81 Escala 1:50000, Hidalgo, Servicio Geológico Mexicano, 61 págs.

Anexo I. Figuras

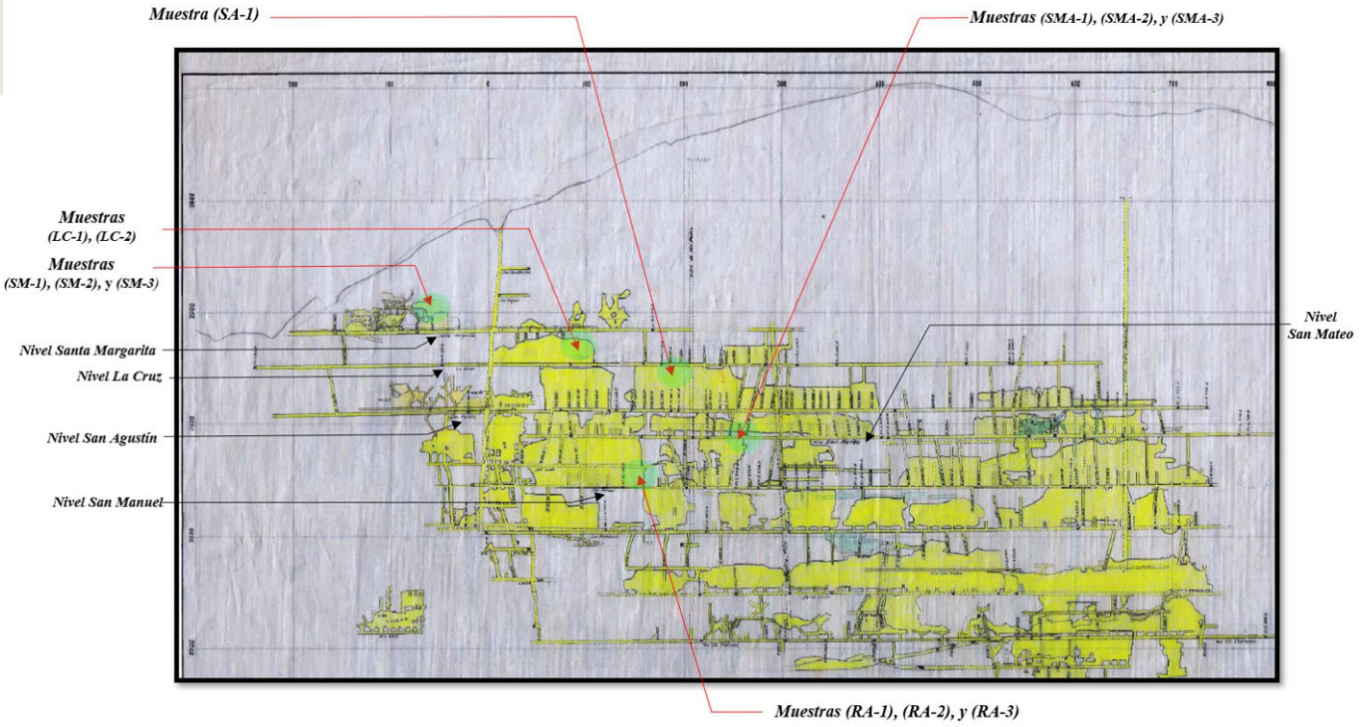


Figura 1.- Sección longitudinal mina Rosario Se muestra la ubicación aproximada de las muestras tomadas de los diferentes niveles durante el trabajo de campo. Tomado y modificado de Compañía Real del Monte (2019).

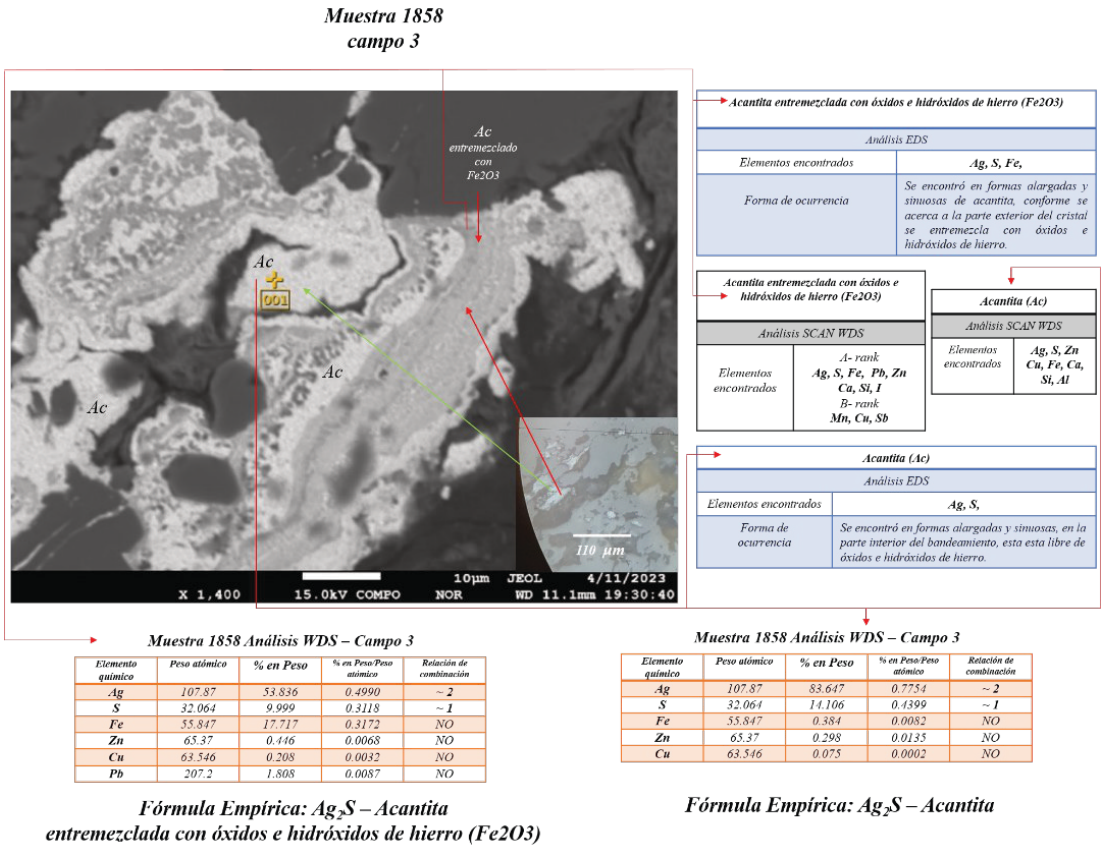


Figura 2.- Bandeamientos de acantita que coexisten con pequeñas cantidades de óxidos e hidróxidos de hierro y otros metales base. Acantita = ac.

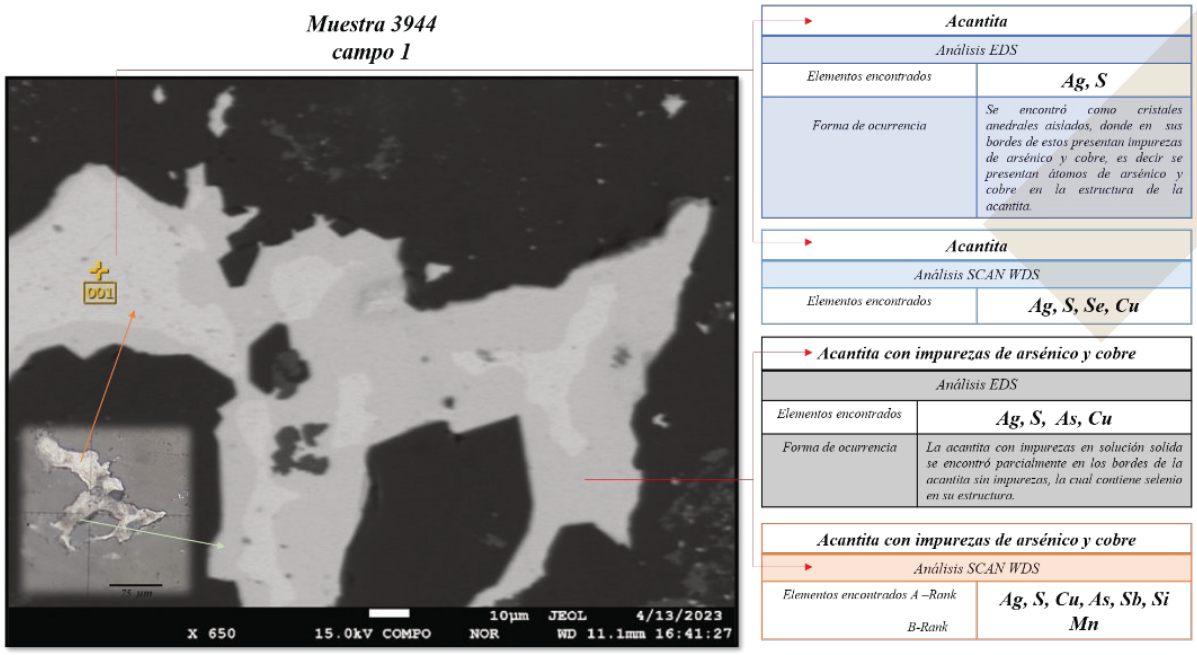


Figura 3.- Acantita parcialmente reemplazada por una probable sulfosal de plata. Acantita = ac.

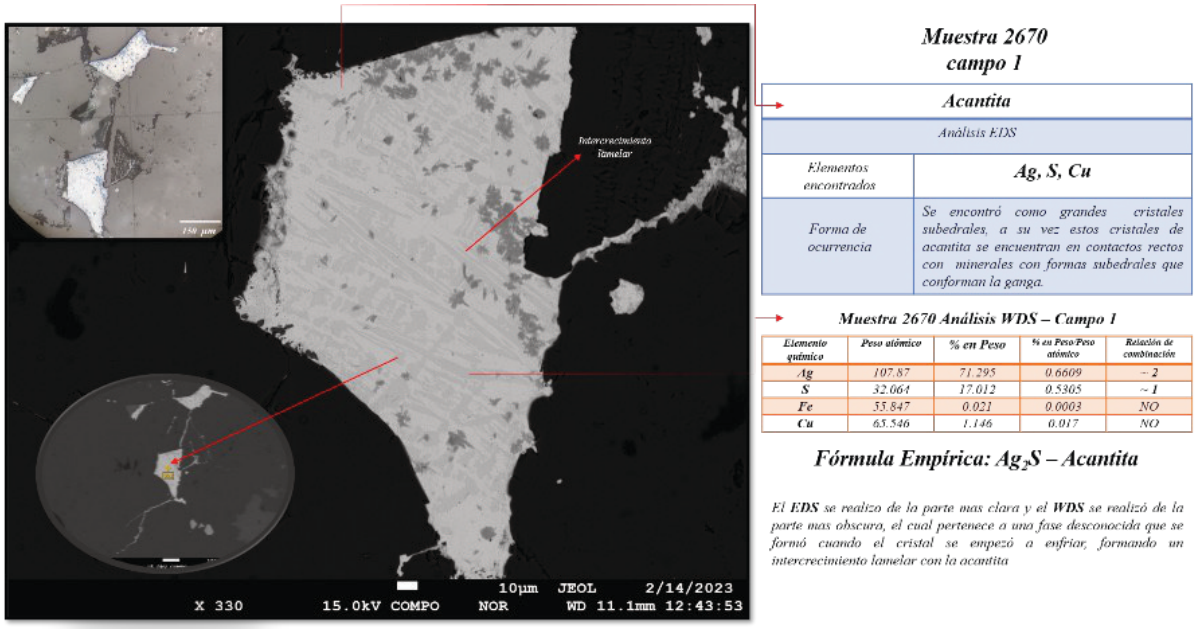


Figura 4.- Cristalización de acantita (color gris blanquecino) y de una fase desconocida (probable sulfosal) de color gris intermedio, como consecuencia de probable exsolución. Las fases forman intercrecimientos lamelares y mirmequíticos.

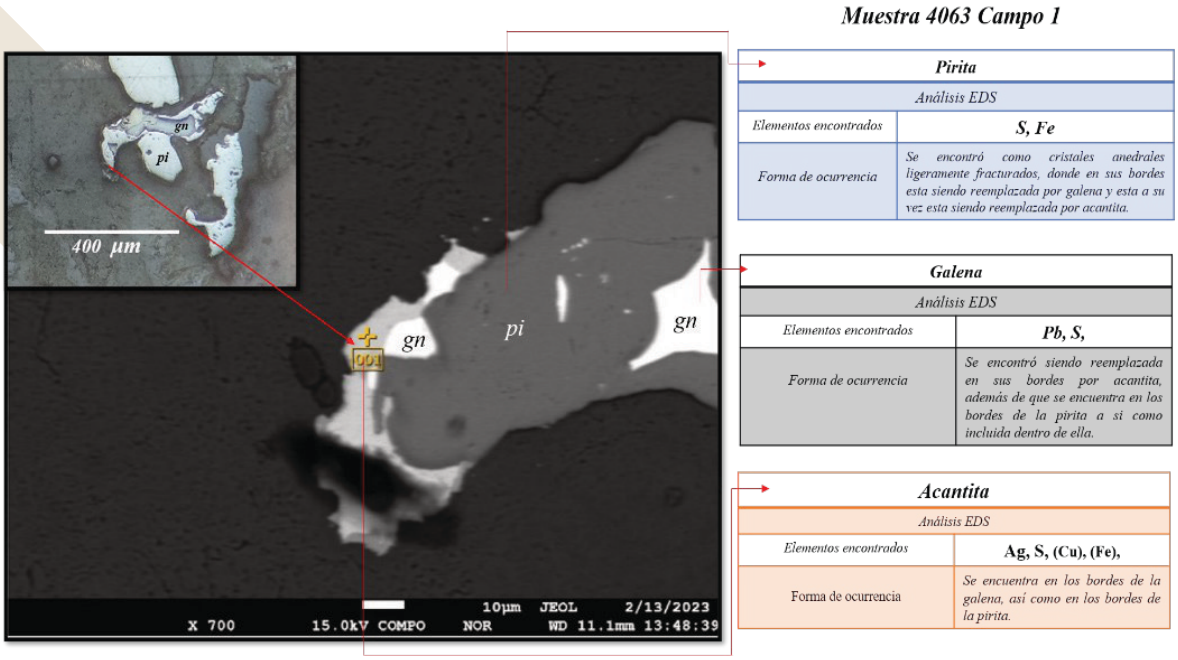


Figura 5.- Se observan cristales de galena que se encuentran parcialmente reemplazados por acantita, a su vez, tanto la galena como la acantita están reemplazando parcialmente los bordes de cristales de pirita; la galena también existe en pequeñas oclusiones en pirita. Acantita = ac, galena = gn, pirita = pi

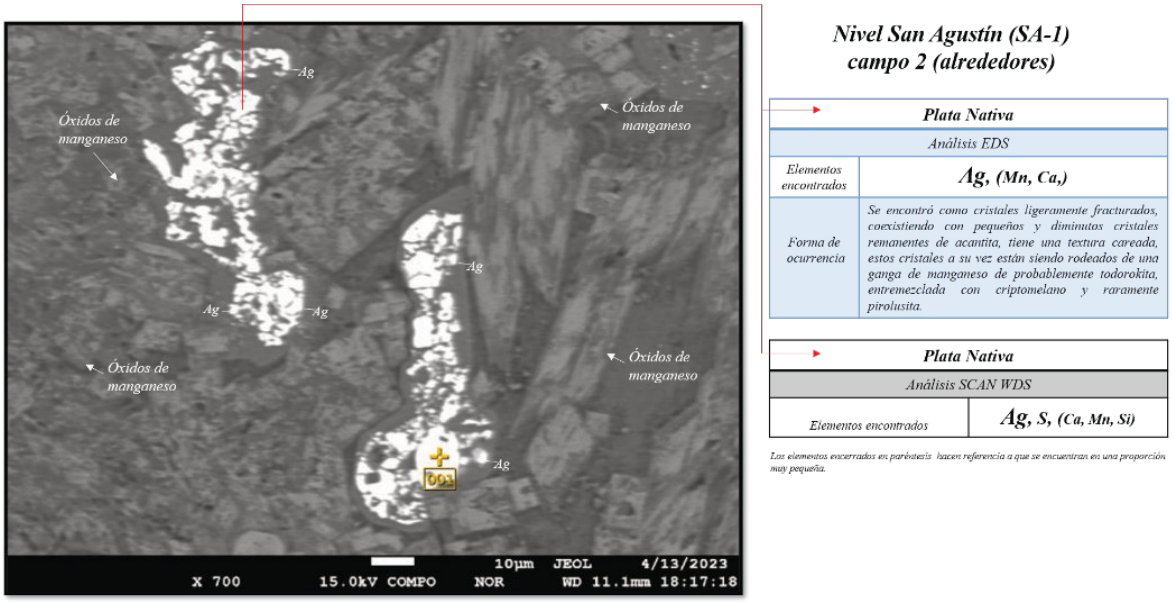


Figura 6.- Agregados de cristales de plata nativa con textura careada que coexisten con pequeños cristales remanentes de acantita.

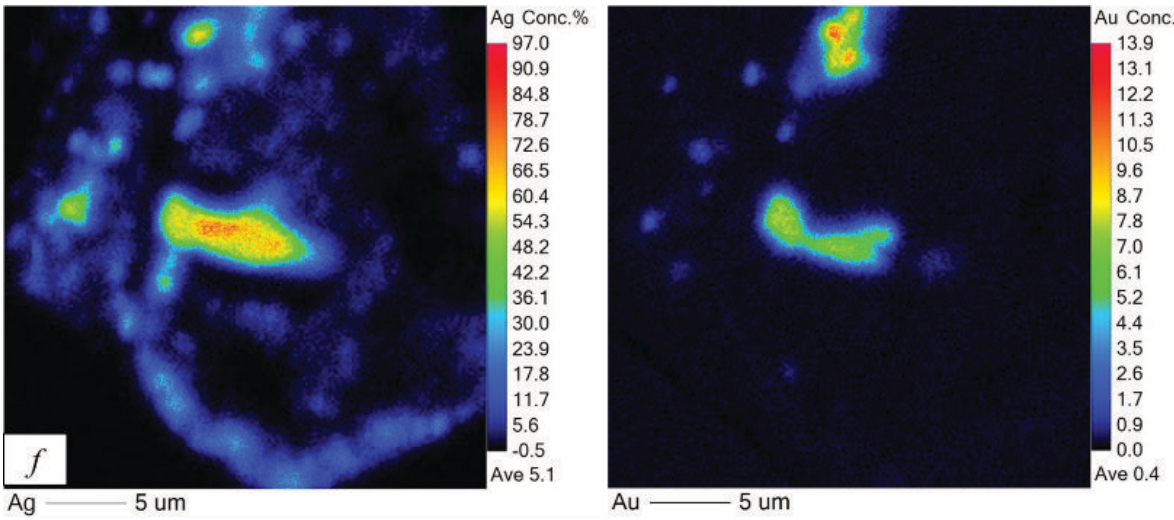


Figura 7.- Mapas de falso color obtenida en el SEM, de electrones retrodispersados, en donde se constata la distribución de la plata y oro en el agregado cristalino. Se trata entonces de plata nativa con anómalos contenidos de oro en solución sólida.

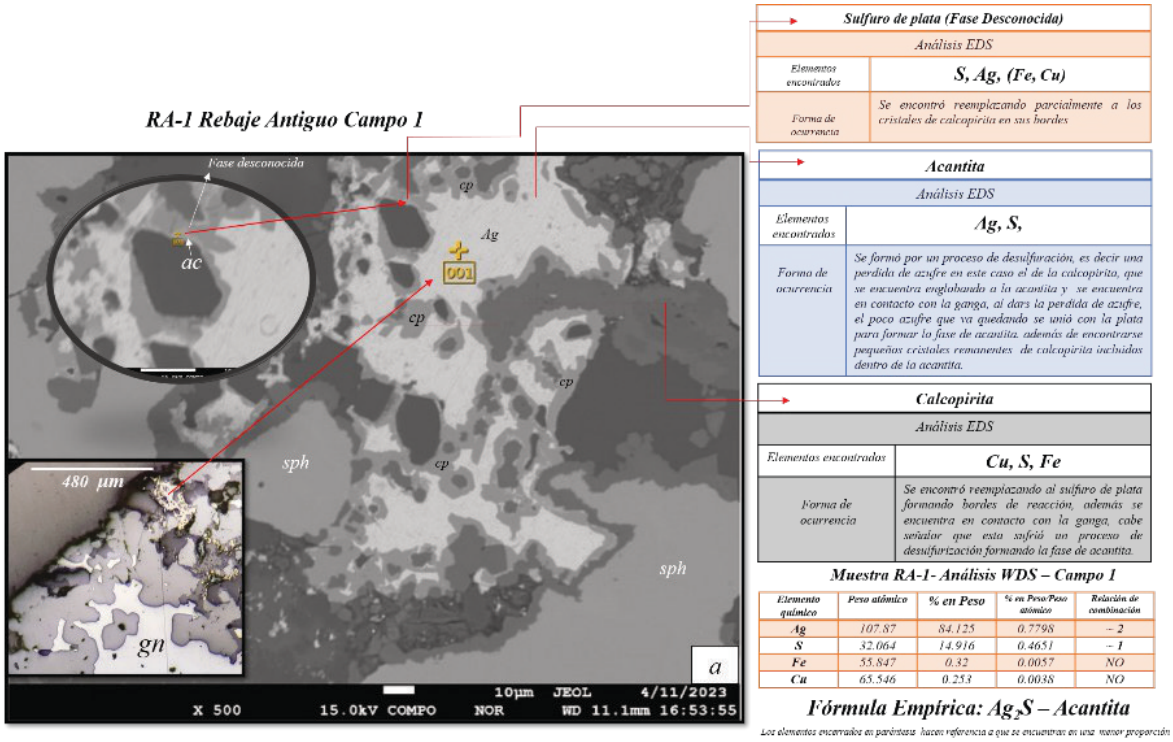


Figura 8.- Calcopirita que bordea completamente a la acantita, textura que evidencia un proceso de de-sulfuración. Cabe señalar que en los bordes de la calcopirita se presenta una fase desconocida de plata compuesta por al menos, azufre, plata, hierro y cobre. Acantita = ac, calcopirita = cp, esfalerita = sph.

TEMAS GENERALES

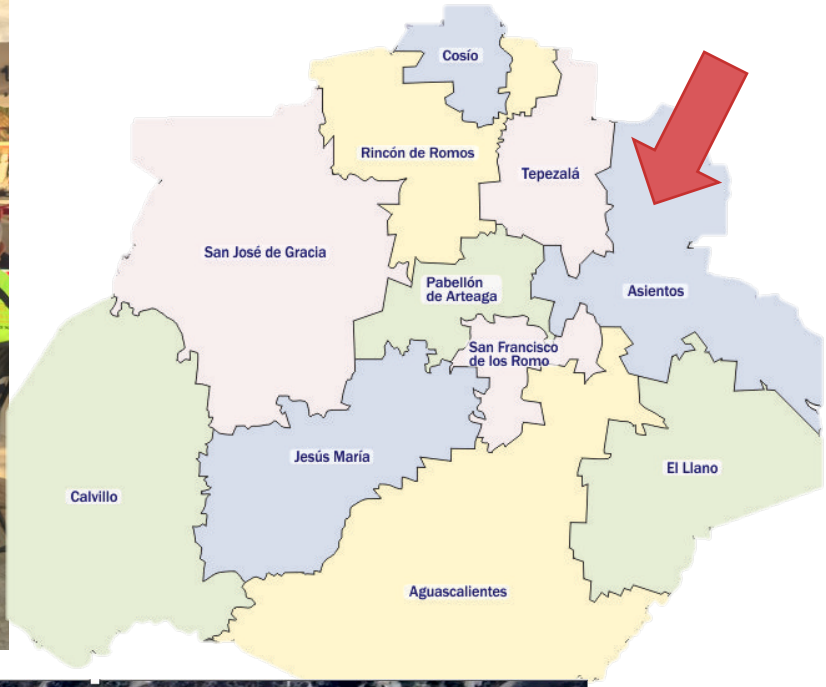
Casco de Plata. Minería Subterránea hasta 500 Trabajadores.

Asientos, Minera Real de Ángeles. Minera Frisco.

UNIDAD ASIENTOS. Minera Real de Ángeles, Noviembre, 2025

Ing. Luis Gerardo Martínez Ochoa. Gerente General

MINERA REAL DE ANGELES S.A. DE C.V.
UNIDAD ASIENTOS



UBICACIÓN	DISTRITO MINERO	PROCESO PRODUCTIVO	PRODUCCIÓN	MINAS Y RESERVAS
61 km al Noreste de la ciudad de Aguascalientes y a 102km de Zacatecas Municipio: Real de Asientos	Tepezalá-Asientos	Minado subterráneo Molienda y flotación	4,000 TPD	Santa Francisca y Porvenir Federicos, Minerva, San Pedro, El Orito y San Jerónimo

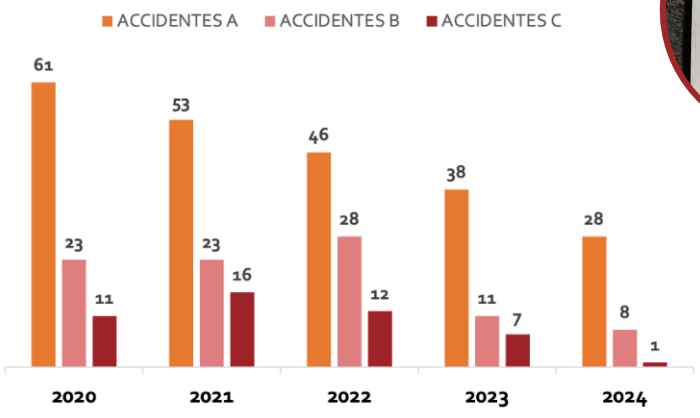
Nuestra plantilla
la conforman
23 mujeres
267 hombres

Operación continua:
3 turnos

Au, Ag
Pb, Zn

Recursos para 5 años

HISTÓRICO DE ACCIDENTES EN LOS ÚLTIMOS 5 AÑOS

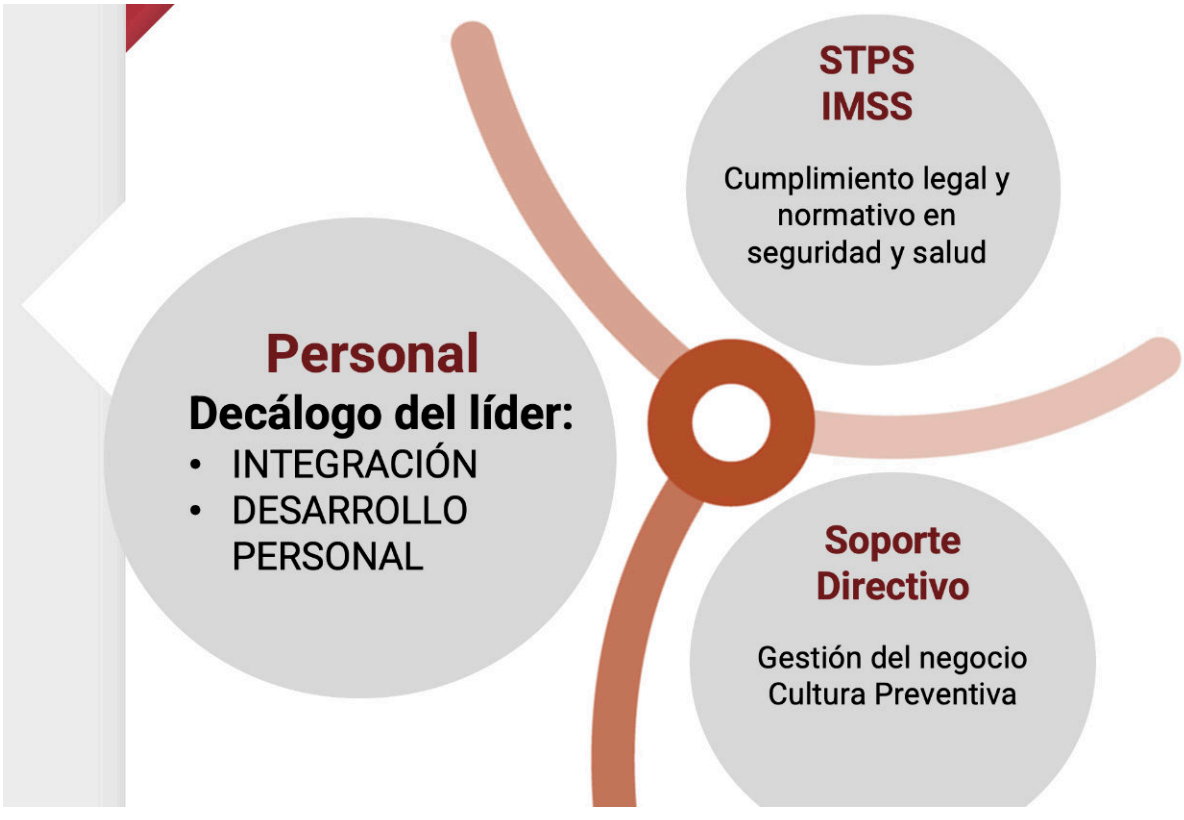


TU LABOR SEGURA,
EN FRISCO UNA CULTURA

Nuestros esfuerzos por poner a nuestro personal al centro de las operaciones han dado sus frutos.

El resultado no sólo se refleja en números o estadísticas, se refleja en la actitud de la gente.

LA SINERGIA EN NUESTRAS ESTRATEGIAS



VELAVO
PROGRAMA DE VERIFICACIÓN LABORAL VOLUNTARIA

Programa de Verificación Laboral Voluntaria: un mecanismo alterno a la inspección, voluntario, declarado el cumplimiento normativo laboral.

Programa de Autogestión en Seguridad y Salud en el Trabajo: mecanismo alterno a la inspección, voluntario, para declarar nuestro compromiso en el cumplimiento normativo.

elssa
ENTORNOS LABORALES SEGUROS Y SALUDABLES

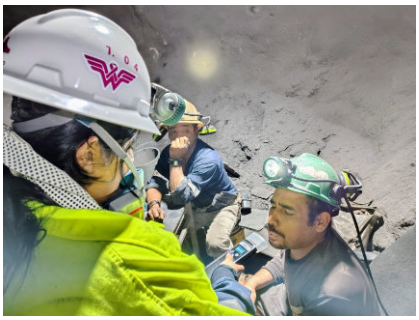
Programa voluntario con estrategias para mejorar la seguridad y salud con el objetivo de disminuir accidentes y enfermedades laborales.

SIP, disciplina operativa, política SSO, RIT, gestión de accidentes, cruz de seguridad, intervención en campo.

EMPRESA SEGURA
PASST

TU LABOR SEGURA,
EN FRISCO UNA CULTURA

"Liderazgo: no se trata de mandar sino de integrar equipos de trabajo"
"El líder Frisco cuida su salud física, emocional y espiritual y lo promueve a sus colaboradores"



Sabemos que el "deber ser", siempre se enfocará en el cumplimiento de programas y procedimientos, en las tarjetas de cinco puntos, en las capacitaciones normativas, entre otros.

Nosotros decidimos dar un paso hacia la familia; en hacer realidad nuestro propósito con calidad humana, donde cada colaborador se sienta seguro física y mentalmente, que no sienta la seguridad como una obligación o como un verdugo, sino que la sienta como una manera de vivir no sólo en su trabajo, también en casa; y para ello tenemos que brincar esa barrera y dar el paso a la convivencia, hacer de la familia su supervisor de seguridad.

PROGRAMA ADOPTA UN KILÓMETRO

CONCURSO PERDER PARA GANAR

CASCO DORADO

BIENESTAR MENTAL

INTEGRACIÓN DE LA FAMILIA EN LA UNIDAD

SEGUNDO AÑO CON ELSSA

Los socios estratégicos también son importantes para nosotros, por ello no excluimos, todos somos Unidad Asientos sin importar la razón social.

La buena relación con el sindicato es una pieza clave, porque son quienes nos apoyan en la parte del convencimiento de una cultura de seguridad.

Podemos hacer campañas de salud, de motivación al personal, de seguridad, de amacice...

¿Pero cómo sabemos que no sólo se queda en el cumplimiento?

¿Cómo medimos que nuestra gente es el centro de nuestras operaciones?

RESUMEN DE LA POLÍTICA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

MINERA FRISCO

MI PROPÓSITO LLEVAR LO MÁS VALIOSO DE LA TIERRA A TU VIDA -DESDE 1943-

TU LABOR SEGURA EN FRISCO UNA CULTURA

POLÍTICA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

OCTUBRE 2025

Para Minera Frisco, la prevención es un valor fundamental y una prioridad absoluta, por ello nuestra política de seguridad y salud ocupacional (SSO) es:

PREVENIR Y PROTEGER PARA PRODUCIR SOSTENIBLEMENTE

COMPROMISOS Y FILOSOFÍA DE PREVENCIÓN FRISCO

En Minera Frisco, desde de la Alta Dirección, mantenemos un firme compromiso con la seguridad y salud ocupacional (SSO), buscando cero fatalidades, lesiones y enfermedades. Mediante una cultura preventiva, promovemos la no exposición a riesgos para nosotros mismos o para otros, con el objetivo de llevar lo más valioso de la tierra a tu vida, mejorando continuamente.

Nos guiamos por reglas y valores que ayudan a actuar de manera segura en todo momento, de lo cual destacamos los siguientes compromisos:

1 ***PREVENIR***
Preferimos prevenir accidentes a tener que reaccionar después. Queremos sentirnos seguros y que podamos crecer, tanto en lo personal como en nuestro trabajo.

a ***Capacitar***
Nos aseguramos de que todos sepan cómo trabajar de forma segura. Nos capacitamos para identificar peligros, evaluar riesgos, aplicar controles, y hacer nuestro trabajo de la mejor manera posible.

b ***Cumplir***
Seguimos al pie de la letra nuestras 15 reglas por la vida, y cumplimos con todas las normas para evitar lesiones y enfermedades.

2	PROTEGER	a	Participar	b	Reportar
	La seguridad es un requisito fundamental para trabajar aquí. Reconocemos a quienes cumplen con las normas de seguridad y sancionamos a quienes no lo hacen.		Hacemos parte a nuestros colaboradores garantizando que consulten y participen activamente en el Sistema de Administración de Seguridad y Salud en el Trabajo (SASST).		Aquí todos somos responsables de la seguridad. Si vemos algo peligroso, ¡lo reportamos! Tenemos el poder de pausar cualquier trabajo que ponga en riesgo nuestra vida o la de los compañeros, o que pueda dañar nuestros recursos.

En Minera Frisco, la seguridad es tan importante como la producción, pero si tenemos que elegir, siempre elegimos la seguridad. De esta manera nuestros líderes son los que con su ejemplo inspiran a que todos sigamos un comportamiento preventivo, sin perder de vista la productividad.

Nuestro Decálogo del líder FRISCO, en su primer mandamiento, nos guía a tomar decisiones congruentes ante una situación insegura, para hacerla segura.

La aplicación y vigilancia de esta política está encabezada por nuestros gerentes generales y representantes legales, ellos son la máxima autoridad en materia de seguridad y salud en cada una de nuestras unidades de negocio en conjunto con el Comité Directivo y son responsables de rendir cuentas ante el Consejo de Administración.

Trabajamos juntos... y juntos nos cuidamos.

Gerardo Kuri Kaufmann
Director General Minera Frisco

Luis Eduardo Ramírez Correa
Director General Adjunto Minera Frisco

"El tamaño de la unidad no define la grandeza de su gente, es la pasión y la disciplina quienes pueden transformar cualquier entorno"

Casco de Plata. Minería Subterránea más de 500 Trabajadores.

Distrito Santa Elena. Nusantara De México. First Majestic Silver

Ing. Oscar Alfredo López Pineda.
Gerente General del Distrito

SISTEMA INTEGRADO DE GESTIÓN Y ADMINISTRACIÓN DE SEGURIDAD E HIGIENE.

INTRODUCCIÓN

First Majestic Silver Corp. Es una compañía minera de extracción de plata que opera en México y los Estados Unidos. Tiene 5 minas productoras: mina de oro Jerrit Canyon, mina de plata / oro San Dimas, mina de plata La Encantada, mina de plata / oro Cerro los Gatos y mina de plata / oro Santa Elena.

Santa Elena está ubicada aproximadamente a 150 kilómetros al noreste de la ciudad de Hermosillo, Sonora, México, y posee concesiones mineras en un total de 101,772 hectáreas.

La unidad está convencida que todos nuestros empleados y contratistas tienen derecho a estar seguros en el trabajo y se compromete a proporcionar los medios para lograr un lugar de trabajo seguro y saludable, libre de accidentes y lesiones para sus empleados.

Por tal motivo la compañía tiene instaurado el Sistema de Seguridad denominado SIGASHI, el cual se conforma con la Política de Seguridad y Salud en el Trabajo, se tiene como base, un Programa de Trabajo con enfoque preventivo el cual nos permite establecer pautas para la gestión de los peligros mediante sus controles críticos con la finalidad de realizar los trabajos de manera segura.

SISTEMA DE SEGURIDAD INDUSTRIAL SIGASHI

Como proceso de mejora continua, Mina Santa Elena, cuenta con un programa de seguridad el cual se revisa de forma anual y así planteándose los indicadores de desempeño acorde a las necesidades de la Unidad, esto con la finalidad de disminuir los riesgos de trabajo. A continuación, se describe el Sistema de Seguridad Industrial.

¿Qué es SIGASHI?

Es el Sistema Integrado de Gestión y Administración de Seguridad e Higiene Industrial, el cual se compone de los siguientes elementos:

OBJETIVO: SISTEMA DE SEGURIDAD INDUSTRIAL SIGASHI

El objetivo es el preservar la integridad física y la salud de nuestros Unidades basándose en la Identificación/Evaluación y la Prevención/corrección de los Riesgos a los que se exponen nuestros colaboradores en el ejercicio de sus actividades laborales.

- ***Identificación/Evaluación.***
- **Prevención/Corrección.**

GESTIÓN DE RIESGOS: RM

Acción clave: **Evaluación de procesos, capacitación en identificación de peligros, riesgos y controles.**

√ Evaluación de riesgos en los procesos.
√ Difusión y publicación de los procesos.
√ Procedimientos.

NORMATIVA: NOM

Acción clave: **Auditorias normativas internas y a socios comerciales. Acción clave: Auditorias normativas internas y a socios comerciales. Para verificar avances y conformidad en el cumplimiento normativo.**

√ Evaluaciones.
√ Elaboración y cumplimiento de programas.
√ Sistema de Administración y Reconocimiento STPS

1ER NIVEL

EMPRESA SEGURA PASST

GESTIÓN DE CONTRATISTAS: GC

Acción clave: **Establecer requerimientos clave y su verificación previa al Acción clave: Establecer requerimientos clave y su verificación previa al contrato. KPI de seguridad.**

√ Revisión inicial de contratos y Kick Off.
√ Seguimiento puntual a KPI'S
√ Reconocimiento a contratistas.

CAPACITACIÓN: CA

Acción clave: **Establecer MATRIZ de capacitación alineado al POE.**

√ Programa de detección de necesidades.
√ Programa de capacitación.
√ Certificación de operadores.

COMITES CENTRAL Y DIRECTIVO: CC

Acción clave: **Resaltar el proceso de rendición de cuentas.**

√ Reuniones Mensuales.
√ Seguimiento a indicadores (KPI).
√ Aplicación de Política Disciplinaria.
√ Seguimiento a investigaciones.
√ Aplicación de campañas y programas.

ATENCIÓN A EMERGENCIAS: AE

Acción clave: **Certificación de las brigadas de rescate bajo el ECO 1388, para estandarizar su desempeño.**

√ Simulacros.
√ Plan integral de capacitación de brigadas.
√ Mantenimiento de estaciones de emergencias.
√ Primeros auxilios – Plan de emergencias.
√ Atención a emergencias en interior mina.

INVESTIGACIÓN DE ACCIDENTES: AI

Acción clave: **Distribución de los cierres y envío de documentos para la plataforma, generar capacitación del proceso de investigación.**

√ Accidentes investigados.
√ Seguimiento a las acciones de las investigaciones.
√ Boletín de cierre de investigación.

PROGRAMA DEL SUPERVISOR: PS

Acción clave: **Monitoreo del equipo de seguridad a platicas en áreas por semana.**

√ Revisión de herramientas.
√ Revisión de equipo de protección personal
√ Programa de platicas de seguridad.
√ Tarjeta de turno seguro.

CULTURA DE SEGURIDAD: CS

Acción clave: **Generar y replicar acciones/estrategias claves implementadas en las unidades, adaptadas a los otros entornos.**

√ Unidad líder en desempeño de seguridad.
√ Ferias de seguridad.
√ Boletines de seguridad.
√ Reconocimiento de desempeño.
√ Campañas de seguridad.
√ Santa Elena obtiene Casco de Plata First Majestic por los resultados de Seguridad 2024.

SAFETY TEAM BUILDING: TB

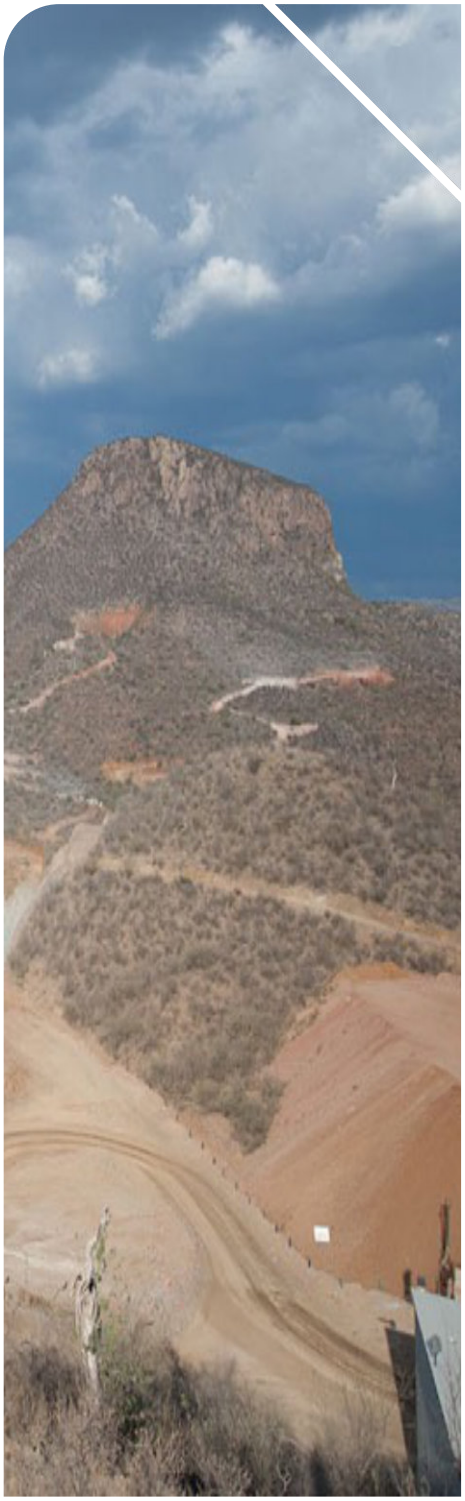
Acción clave: **Presentar/Difundir indicadores, resultados y avances en programas de seguridad. Reconocer el desempeño seguro. Compartir prácticas.**

√ Team Building – Liderazgo visible.
√ Paradas informativas de seguridad.
√ Contratista Seguro.

LIDERAZGO EN TERRENO

Acción clave: **Programa aplicado a los lideres en todos los niveles de la empresa, buscando objetivos de cumplimiento en cierres de acciones superior al 85%**

√ Recorridos de Auditoria y Couching por Nivel.
√ Recorridos de Observación y verificación de controles críticos.
√ Seguimiento puntual a observaciones y hallazgos de recorridos.
√ Observaciones planificada de la tarea.
√ Observación preventiva de Seguridad.



GESTIÓN DEL CAMBIO: CA

Acción clave: **Establecer los protocolos y responsabilidades en Excelencia operativa, recorridos ABC.**

√ Verificación de cumplimiento de estándares operativos.
√ Seguimiento a KPI'S – Indicadores.
√ Seguimiento a nuevos proyectos.

12 REGLAS PARA LA VIDA

Acción clave: **Programar capacitación relativa a la regla, ligada al día de la Seguridad. Establecer difusiones en los programas mensuales de las unidades y difusión de las estrategias de publicidad.**

√ Campañas mensuales.
√ Día de la seguridad.

IMPLEMENTACIONES

CUIDEMOS LO NUESTRO

FIRST MAJESTIC

IMPULSORES: OPS & OPT

Acción clave: **La realización de ejercicios de liderazgo en terreno como prioridad para la verificación de aplicación de procedimientos y gestión de riesgos de las tareas. Basado en la Supervisión y Jefaturas.**

3,075 ejercicios Realizados.

+3,133 Acciones registradas

95% cierre efectivo de acciones.

IMPULSORES: Tarjeta de Turno Seguro.

Acción clave: **La realización de ejercicios en terreno como prioridad para la detección de riesgos. Aplicado a todo el personal realizando actividades.**

126,532 Análisis de riesgos generados en los 12 meses.

+265 Acciones y hallazgos De seguimiento inmediato registrados.

99% cierre efectivo de acciones.

IMPULSORES: Auditoria y Couching Por Nivel

Acción clave: **La realización de ejercicios de liderazgo en terreno como prioridad para la verificación de aplicación y efectividad en procedimientos e instrucciones de trabajo. Basados en recorridos por Gerencias y Superintendencias.**

206 Ejercicios Realizados.

+496 Acciones Registradas.

89% cierre efectivo De acciones.

IMPULSORES: Observación y Verificación de Controles Críticos.

Acción clave: **La realización de ejercicios de liderazgo en terreno como prioridad para verificación de aplicación y efectividad en controles críticos. Basados en recorridos por Gerencias y Superintendencias.**

200 Ejercicios Realizados.

+392 Acciones Registradas.

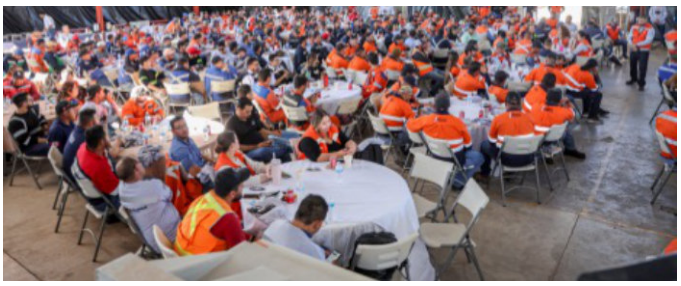
89% cierre efectivo De acciones.

ANNUAL SAFETY REFRESH

Acción clave: **Recapacitar y actualizar anualmente a nuestros colaboradores.**

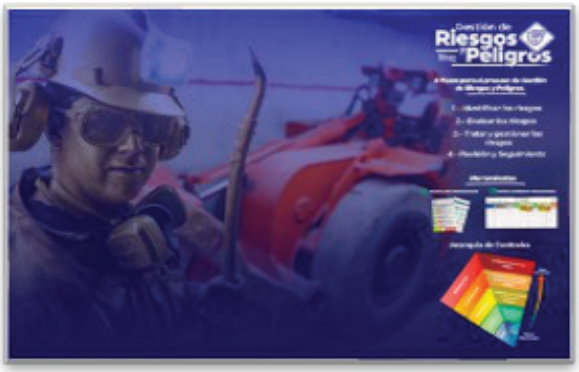
A lo largo del día, se llevan a cabo diversas conferencias y talleres centrados en temas clave como :

- Reflexión de seguridad.
- Resultados de seguridad 2023 y 2024.
- Resultados de Operación.
- Seguridad Eléctrica.
- Salud.
- Primeros Auxilios.
- Plan de Atención a Emergencias.
- Maquinaria en Movimiento y línea de fuego.
- Medio ambiente.
- Seguridad en Mina .
- Manejo Defensivo.
- Dinámica de Jopardy.



PROGRAMA 12 REGLAS

Acción clave: **Reforzar sobre las 12 Reglas para la vida mediante materiales audiovisuales, revisiones y actualizaciones de protocolos y procedimientos seguros de trabajo.**



CANAL DE DIFUSIÓN

Acción clave: **Realizar campañas de difusión, prevención y concientización mediante una de las principales herramientas de comunicación existentes hoy día; Whatsapp.**

FERIA DE SEGURIDAD

Acción clave: **Promover un cambio de cultura en cuanto a la visión que se tiene de la seguridad en los centros de trabajo de nuestros colaboradores, así como a la percepción que se tiene de la industria minera en la sociedad en general. A su vez acercar y demostrar parte de los procesos que se realizan dentro de nuestro distrito.**

INVERSIÓN

Acción clave: **Un sistema integrado de gestión y administracion de seguridad e higiene que combine infraestructura segura, tecnología, sistemas de protección y capacitación continua. Esto permite reducir accidentes, cumplir con normativas oficiales mexicanas aplicables, proteger la vida e integridad del personal y mejorar la productividad, logrando como objetivo principal elevar los estándares y alcanzar una cultura de seguridad.**

INVERSIÓN	2022	2023	2024
PPE	$1,165,456.00 USD	$1,411,856.00 USD	$610,989.00 USD
OPEX	$512,903.00 USD	$622,894.00 USD	$560,230.00 USD
TOTAL	**$1,678,359 USD**	**$2,034,750.00 USD**	**$1,171,219.00 USD**

INVERSIÓN TOTAL	$4,884,328.00 USD

¡Invertir en seguridad, siempre será la mejor inversión!

Casco de Plata. Minería a Cielo Abierto más de 500 Trabajadores.

Mulatos, Minas de Oro Nacional. Alamos Gold

Ing. Javier Duron de la Torre

ACERCA DE NOSOTROS

Minas de Oro Nacional, somos una empresa minera Mexicana, subsidiaria de Alamos Gold Inc. Estamos localizados al sur del estado de Sonora, en los límites con Chihuahua, en el poblado de Mulatos, municipio de Sahuaripa. El distrito de Mulatos se encuentra en la Sierra Madre Occidental cordillera en la porción centro-este del estado de Sonora, México. La mina está aproximadamente a 220 kilómetros directamente al este de la Ciudad de Hermosillo y orgullosamente formamos parte de el cinturón de oro mexicano.

NUESTRA MISIÓN

"Somos una empresa Mexicana dedicada a la extracción de oro bajo las más exigentes normas ambientales, cuidando la seguridad y salud de nuestros colaboradores, respetando las leyes aplicables, maximizando los recursos existentes y cumpliendo con los planos de producción.

Permanentemente buscamos innovar nuestras actividades de tal manera que se traduzcan en mejores resultados, promoviendo constantemente el trabajo en equipo, el desarrollo individual y profesional de nuestro personal, en ambiente armónico"

NUESTRA VISIÓN

"Ser la empresa minera líder en el país, caracterizada por la estabilidad de sus colaboradores, la sistematización de sus procesos y rentabilidad de sus operaciones. Modelo de cumplimiento con las disposiciones de seguridad, ambientales y legales; innovando continuamente sus actividades productivas"

NUESTRA HISTORIA EN MULATOS

1536
- Álvaro Núñez Cabeza de Vaca, viajó por el río mulatos y reportó haber visto señales de oro.

1635
- Mulatos fue primeramente poblado por los padres Jesuitas en busca de oro.

1806
- Thomas Souza hace la primer denuncia reportada oficialmente.

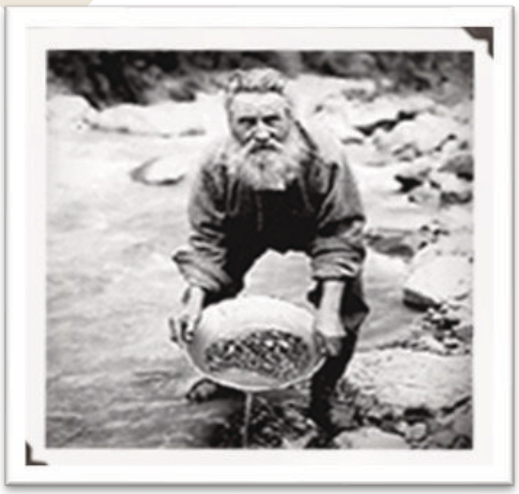
RESEÑA DE ALAMOS GOLD – MINAS DE ORO NACIONAL

Alamos Gold es un productor de oro con sede en Canadá con un historial a largo plazo de creación de valor para todas las partes interesadas a través de un sólido desempeño financiero, crecimiento de producción de bajo costo y un compromiso de toda la empresa con la responsabilidad social y la administración ambiental.

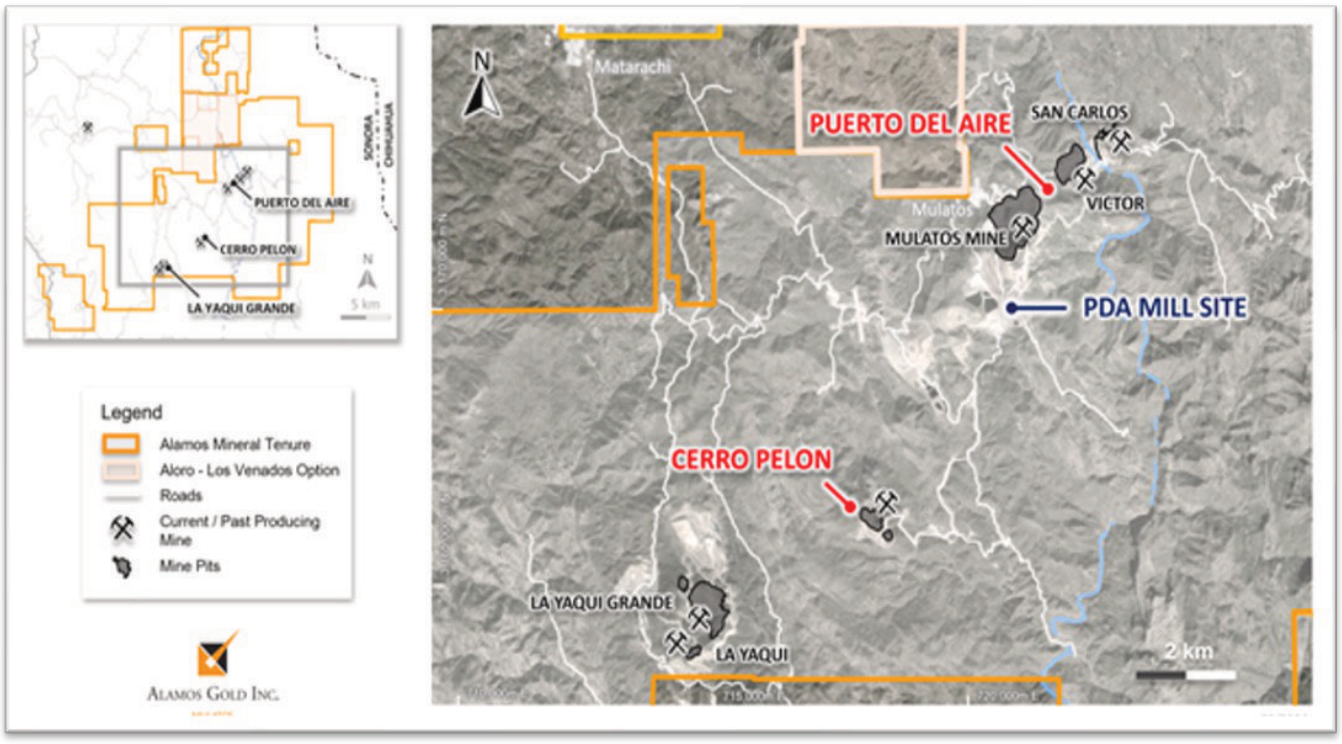
Actualmente producimos desde 3 operaciones, 2 en Canadá y una en México, y tenemos una sólida cartera de proyectos en etapa de desarrollo.

Nuestros valores fundamentales de seguridad, trabajo en equipo, sostenibilidad ambiental, integridad y compromiso permiten a nuestros más de 2,400 empleados dedicados prosperar en sus carreras y crear un legado duradero que beneficie a todas las partes interesadas de Álamos.

Alamos Gold nace el 21 de Febrero de 2003, como resultado de la fusión de Alamos Minerals y Minas de Oro Nacional. Antes de la fusión, tanto Alamos Minerals como Minas de Oro participaban principalmente en actividades de exploración minera en América del Norte.



La Empresa es propietaria del 100% de las concesiones Salamandra que consisten en 34,682 hectáreas, que se encuentran dentro del Distrito Mulatos en el Estado de Sonora, en el Noroeste de México. Estas concesiones incluyen la Mina Mulatos y una cartera creciente de más de una docena de objetivos de exploración.



El Distrito de Mulatos está compuesto por la mina La Yaqui Grande y el Proyecto de urbanización Puerto Del Aire. Desarrollo de La Yaqui Grande, el proyecto se anunció en julio de 2020, y la producción inicial se logró en Junio de 2022. La Yaqui Grande ha seguido superando expectativas, produciendo más de 200,000 onzas en 2024. Además, la Empresa continúa invirtiendo en programas agresivos de exploración para aumentar sus reservas y recursos minerales.

Puerto Del Aire ("PDA") es un nuevo depósito subterráneo de mayor ley ubicado adyacente al pozo principal de Mulatos. Se elaboró un plan de desarrollo para PDA completado en septiembre de 2024, esbozando un atractivo y con una producción promedio anual de 104,000 onzas de oro por año más de una vida útil de la mina de 8 años. La Compañía recibió una Enmienda al Permiso Ambiental en enero de 2025, permitiendo el inicio de la construcción. La primera producción se prevé para mediados de 2027. El desarrollo de PDA triplicará la vida minera del distrito de Mulatos hasta 2035.

DISTRITO MULATOS

1. Mina Mulatos
2. Mina La Yaqui Grande

INTRODUCCIÓN

En 2024, Minas de Oro Nacional reafirmó su compromiso con la Seguridad y Salud en el Trabajo, priorizando el bienestar de sus colaboradores mediante estrategias de prevención, control de riesgos y liderazgo activo en todas las áreas.

Aunque se registró un accidente incapacitante, la empresa respondió con resiliencia, reforzando programas de seguridad, revisando procedimientos y elevando la concientización del personal.

La organización fortaleció sus capacidades en emergencias y salud ocupacional, con infraestructura, personal especializado y alianzas estratégicas con instituciones como STPS, Clúster Minero de Sonora, Protección Civil, Camimex y AIMMGM, lo que asegura una mejora continua del sistema de gestión.

Con estas acciones, se consolida una Cultura de Seguridad y Salud sólida y sostenible, que garantiza la protección de los trabajadores y el cumplimiento de altos estándares productivos.

POLÍTICA DE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO

Minas de Oro Nacional S.A. de C.V. tiene como compromiso fundamental proteger la salud e integridad de todos sus colaboradores, con especial énfasis en el cumplimiento de la normativa nacional e internacional aplicable en materia de seguridad y salud en el trabajo, en todos sus procesos productivos.

La filosofía de nuestra organización se basa en la aplicación de la jerarquía de controles, orientada a la eliminación sistemática de peligros y la reducción de riesgos, con la participación de todo el personal. De esta manera, reafirmamos nuestro principal valor: "Llegar a casa seguros todos los días".

Minas de Oro Nacional S.A. de C.V.

Alamos Gold Inc.

POLÍTICA DE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO

"Minas de Oro Nacional S.A de C.V., dedicada a la extracción y beneficio de minerales metálicos, está comprometida con sus colaboradores tomando acciones para garantizar su seguridad y salud, dando cumplimiento a las regulaciones vigentes en Seguridad y Salud en el Trabajo tanto en el ámbito nacional como en el internacional. Mediante el establecimiento de objetivos encaminados a la eliminación de peligros y riesgos a sus colaboradores, siempre basados en un enfoque de procesos garantizando así la mejora continua, previendo la consulta y participación activa de colaboradores y empleadores, cumpliendo con nuestro principal valor, "Llegar a Casa Seguro Todos los Días".

Gerente de Seguridad y Salud
J. Omar Blasco Gastelum

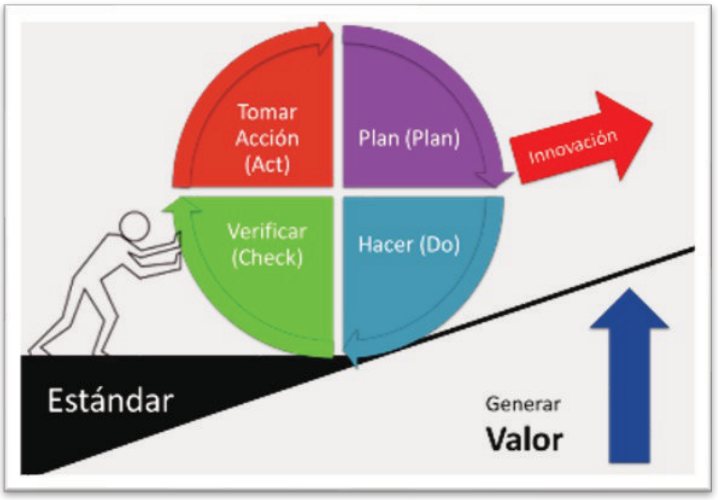
Gerente General
Marcelo A. Martínez

Abril 2025

SISTEMA DE ADMINISTRACIÓN EN SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO

El Sistema de Administración en Seguridad y Salud en el Trabajo de Minas de Oro Nacional esta basado en los requerimientos de la autoridad del trabajo en México, tomando como línea base el Programa de Seguridad y Salud en el trabajo (PASST), a su vez, el PASST se basa en las normas NMX-SAST-001-IMNC-2008, Sistemas de Gestión de Seguridad y Salud en el Trabajo y la OHSAS 18001:2007 Norma sobre Sistemas de Administración de Seguridad y Salud Ocupacional.

Es importante mencionar que nuestro sistema ha sido alineado a la norma ISO 45001:2018 Sistemas de gestión de la seguridad y salud en el trabajo, con la intención y firme convicción de dar cumplimiento a los lineamientos internacionales establecidos.



ESTRUCTURA DEL SASST

Involucramiento Directivo

- Politica de seguridad y salud en el trabajo.
- Responsabilidades de seguridad y salud en el trabajo.
- Organización del departamento de seguridad industrial.
- Requisitos y evaluación de la competencia del personal de seguridad industrial.
- Se realizan reuniones con la dirección para analizar los resultados de seguridad y salud ocupacional, para la mejora continua.

Planeación y ejecución

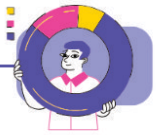
- Diagnostico.
- Medidas preventivas y correctivas.
- Programa de seguridad y salud en el trabajo.
- Capacitacion.
- Comunicación.
- Atención a emergencias.
- Contratistas.
- Adquisiciones.
- Gestión del cambio.

SASST

Sistema de Administración en Seguridad y Salud en el Trabajo

Seguimiento operativo

- Supervisión



Evaluación de resultados

- Vigilancia a la salud de los trabajadores.
- Investigación de accidentes y enfermedades de trabajo.
- Auditorias.

Control documental

- Actividades especificas de la supervisión del departamento de seguridad industrial y capacitacion para la correcta supervisión. En base a documentos, procedimientos, reglamentos, instructivos de trabajo.

ADMINISTRACIÓN DE SEGURIDAD Y SALUD

- Programa Anual de Actividades de Seguridad y Salud en el Trabajo.
- Procedimientos de Alto Riesgo, así como procedimientos operativos estandarizados.
- Inspecciones Planeadas.
- Cumplimiento Normativo en SST.
- Auditorias Internas.
- Cumplimiento Programa de Seguridad y Salud en el Trabajo.
- Plan de Respuesta de Atención a Emergencias.
- Simulacros.
- Plan Anual de Salud.
- Cumplimiento de Accidentes/Incidentes.
- Estudios de Higiene Industrial.
- Formato de Evaluación de Riesgo.
- Estudios de Ergonomía.
- Inspecciones de Normativa de Seguridad.
- Entrega de Turno Catorcenal.
- Reporte Semanal.
- Reporte Mensual.

NUESTROS VALORES

La Seguridad de nuestros colaboradores es el principal valor de la compañía. Por este motivo, contamos con un programa de liderazgo en seguridad "Llegar a Casa Seguro Todos los Días", el cual tiene por objetivo que todos seamos y nos comportemos como verdaderos líderes de seguridad, cuidándonos y cuidando a nuestros compañeros, involucrándonos en la resolución de problemas, actos y condiciones inseguras basados en herramientas para cambiar condiciones y un Sistema de Responsabilidad Interna.

- **Seguridad:** Nuestro primer trabajo es asegurarnos que cada uno de nuestros empleados regresen a casa seguros todos los días.
- **Trabajo en Equipo:** El trabajo en equipo es nuestra base. Como empresa y como personas, prosperamos gracias al trabajo en equipo.
- **Sustentabilidad Ambiental:** Generamos beneficios tangibles en el medio ambiente.
- Integridad: Estamos aquí para hacer lo correcto por la gente y por los lugares en donde realizamos nuestras labores.
- **Compromiso:** Estamos comprometidos de corazón con el bienestar de nuestra compañía, de nuestra gente, de nuestros grupos de interés y de los lugares donde ejercemos la minería.

"Compromiso significa mantenerse fiel a lo que dijiste que ibas a hacer mucho después del estado de ánimo en el que lo dijiste".

PROGRAMA DE LIDERAZGO EN SEGURIDAD CORPORATIVO

- Una visión y dirección clara hacia la seguridad.
- Planificar la seguridad en todo lo que hacemos.
- Compartir las mejores prácticas de seguridad.
- Verificar que se cumplan las buenas practicas durante la supervisión de campo.
- Demuestre liderazgo para la seguridad.
- Excelente trabajo en equipo.
- Tenemos confianza y respeto entre nosotros.

ALAMOS GOLD INC.
Llegar a Casa Seguro Todos Los Días

- La actitud es positiva.
- Tenemos los Sistemas Adecuados para trabajar con seguridad.
- Crear una Cultura de liderazgo en Seguridad basada en comportamiento.

SISTEMA DE RESPONSABILIDAD INTERNA

Las bases del Sistema de Responsabilidad Interna consisten en que todos/as en el área de trabajo tanto empleados/as y patrones/as son responsables por su propia seguridad y la seguridad de sus compañeros/as.

- Establece sistemas de responsabilidad compartida.
- Promueve la cultura de la seguridad.
- Promueve mejores prácticas.
- Ayuda a desarrollar la autosuficiencia.
- Asegura el cumplimiento.

HERRAMIENTA PARA CAMBIO DE CONDICIONES

RESPONSABILIDAD COMPARTIDA EN SEGURIDAD.

Todos los colaboradores son responsables de su propia seguridad y de la de sus compañeros(as) en el área de trabajo. La administración de Minas de Oro Nacional establece acciones concretas para garantizar la salud y seguridad de todos, demostrando liderazgo a través del ejemplo.

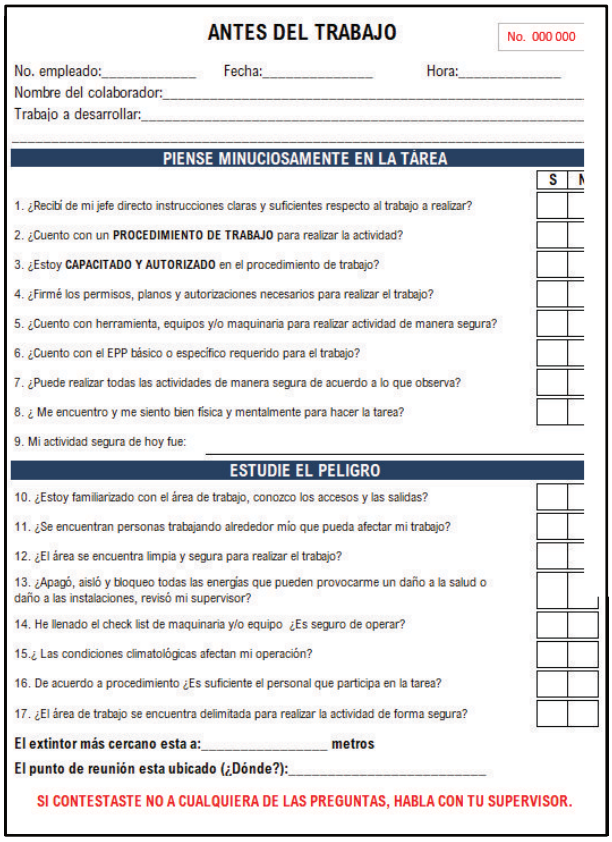
Con este enfoque, se eliminan barreras que puedan afectar la efectividad, la comunicación y el trabajo en equipo, fomentando una cultura en la que se promueven las mejores prácticas, se construyen percepciones positivas y se crea un ambiente donde cuestionar y proponer mejoras es parte fundamental del compromiso con la seguridad.

ANÁLISIS DE PERSONAL DE ACTIVIDAD SEGURA

Este sistema de análisis de riesgos (APAS), es una herramienta que nos permite hacer un análisis previo de cada tarea rutinaria que desarrollamos día con día, es decir todas aquellas actividades que están destinadas al puesto de trabajo que ocupamos, esto va reforzando la cultura de la organización al permitir que los líderes de las áreas demuestren con el ejemplo que llegar seguros a casa es su principal prioridad.

La supervisión, jefatura y superintendencias demuestran que la seguridad es importante al involucrarse en la orientación y seguimiento de la liberación de permisos de alto riesgo que se genera por parte del trabajador antes y durante las actividades de paros programados en las áreas de Minas de Oro Nacional.

Los supervisores desarrollan la competencia para la liberación de trabajos de alto riesgo y se involucra con el personal para orientarlo durante el llenado.



ANTES DEL TRABAJO No. 000 000

No. empleado:_____ Fecha:_____ Hora:_____

Nombre del colaborador:_____

Trabajo a desarrollar:_____

PIENSE MINUCIOSAMENTE EN LA TAREA

	S	N
1. ¿Recibí de mi jefe directo instrucciones claras y suficientes respecto al trabajo a realizar?		
2. ¿Cuento con un **PROCEDIMIENTO DE TRABAJO** para realizar la actividad?		
3. ¿Estoy **CAPACITADO Y AUTORIZADO** en el procedimiento de trabajo?		
4. ¿Firmé los permisos, planos y autorizaciones necesarios para realizar el trabajo?		
5. ¿Cuento con herramienta, equipos y/o maquinaria para realizar actividad de manera segura?		
6. ¿Cuento con el EPP básico o específico requerido para el trabajo?		
7. ¿Puede realizar todas las actividades de manera segura de acuerdo a lo que observa?		
8. ¿ Me encuentro y me siento bien física y mentalmente para hacer la tarea?		
9. Mi actividad segura de hoy fue: _____		

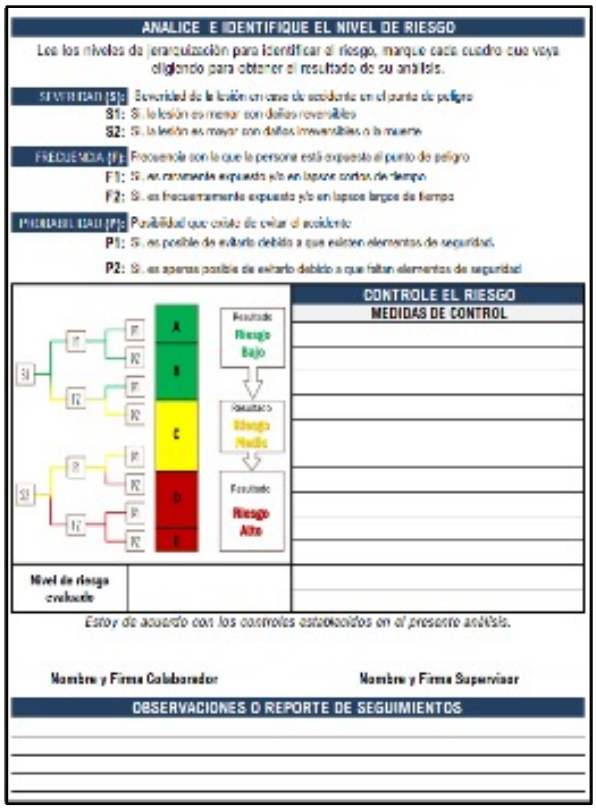
ESTUDIE EL PELIGRO

10. ¿Estoy familiarizado con el área de trabajo, conozco los accesos y las salidas?		
11. ¿Se encuentran personas trabajando alrededor mío que pueda afectar mi trabajo?		
12. ¿El área se encuentra limpia y segura para realizar el trabajo?		
13. ¿Apagó, aisló y bloqueo todas las energías que pueden provocarme un daño a la salud o daño a las instalaciones, revisó mi supervisor?		
14. He llenado el check list de maquinaria y/o equipo ¿Es seguro de operar?		
15.¿ Las condiciones climatológicas afectan mi operación?		
16. De acuerdo a procedimiento ¿Es suficiente el personal que participa en la tarea?		
17. ¿El área de trabajo se encuentra delimitada para realizar la actividad de forma segura?		

El extintor más cercano esta a:_____ **metros**

El punto de reunión esta ubicado (¿Dónde?):_____

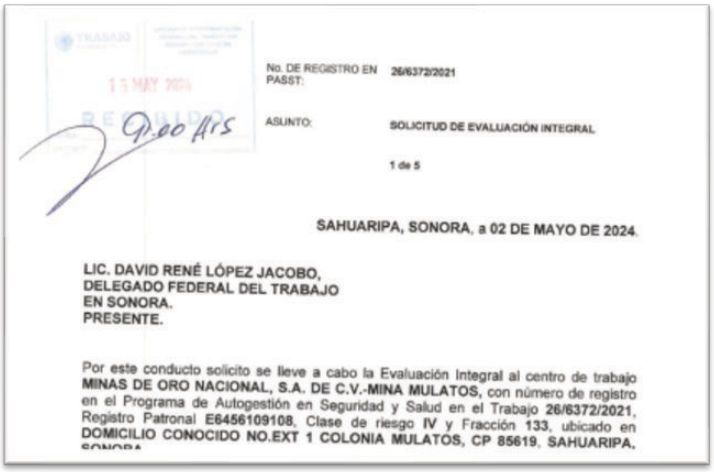
SI CONTESTASTE NO A CUALQUIERA DE LAS PREGUNTAS, HABLA CON TU SUPERVISOR.



PASST "DISTRITO MULATOS"

Minas de Oro Nacional sigue su política de Seguridad y Salud en el en donde se establece la prioridad de cumplir con todas la reglamentación en seguridad y salud aplicable en los lugares donde operamos, por lo tanto, en Minas de Oro Nacional se suman de forma voluntaria al Programa de Autogestión en Seguridad y Salud en el Trabajo, que promueve la STPS para favorecer el funcionamiento de centros de trabajo seguros e higiénicos, así pues logramos coordinar la fase inicial del programa que es la evaluación inicial.

Actualmente, nos encontramos en la etapa de espera para la asignación de fecha de la Evaluación Integral, con el objetivo de alcanzar el Nivel 3 del Programa de Autogestión en Seguridad y Salud en el Trabajo, que nos reconoce como Empresa Segura.



No. DE REGISTRO EN PASST: 26/6372/2021

ASUNTO: SOLICITUD DE EVALUACIÓN INTEGRAL

1 de 5

SAHUARIPA, SONORA, a 02 DE MAYO DE 2024.

LIC. DAVID RENÉ LÓPEZ JACOBO,
DELEGADO FEDERAL DEL TRABAJO
EN SONORA.
PRESENTE.

Por este conducto solicito se lleve a cabo la Evaluación Integral al centro de trabajo **MINAS DE ORO NACIONAL, S.A. DE C.V.-MINA MULATOS,** con número de registro en el Programa de Autogestión en Seguridad y Salud en el Trabajo **26/6372/2021**, Registro Patronal **E6456109108**, Clase de riesgo **IV** y Fracción **133**, ubicado en **DOMICILIO CONOCIDO NO.EXT 1 COLONIA MULATOS, CP 85619, SAHUARIPA,**

DISTINCIONES RECIBIDAS EN EL 2024

2021/2022

16 años

Premio EVI
6 años

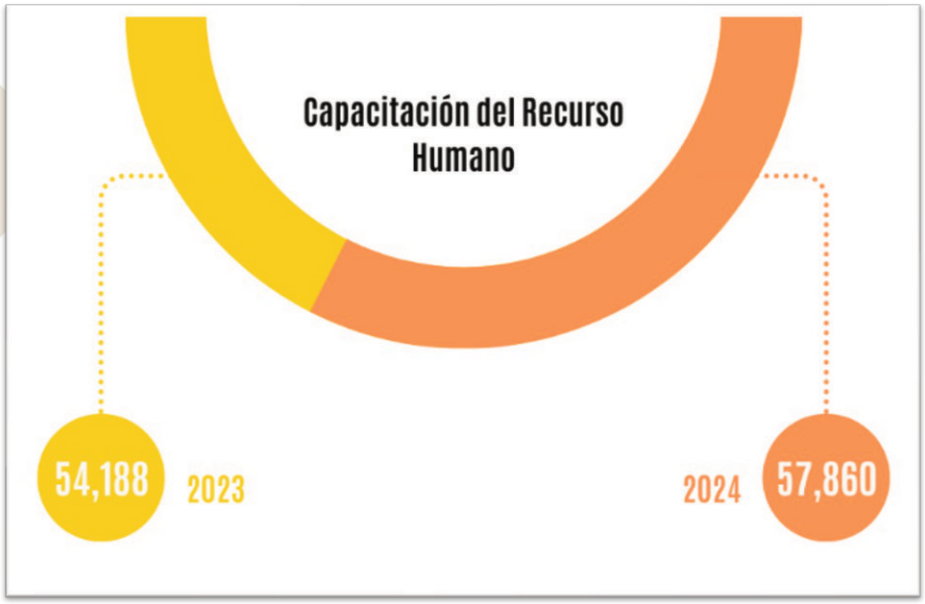
4 Años

Galardón
Vite Picazo

9 Años

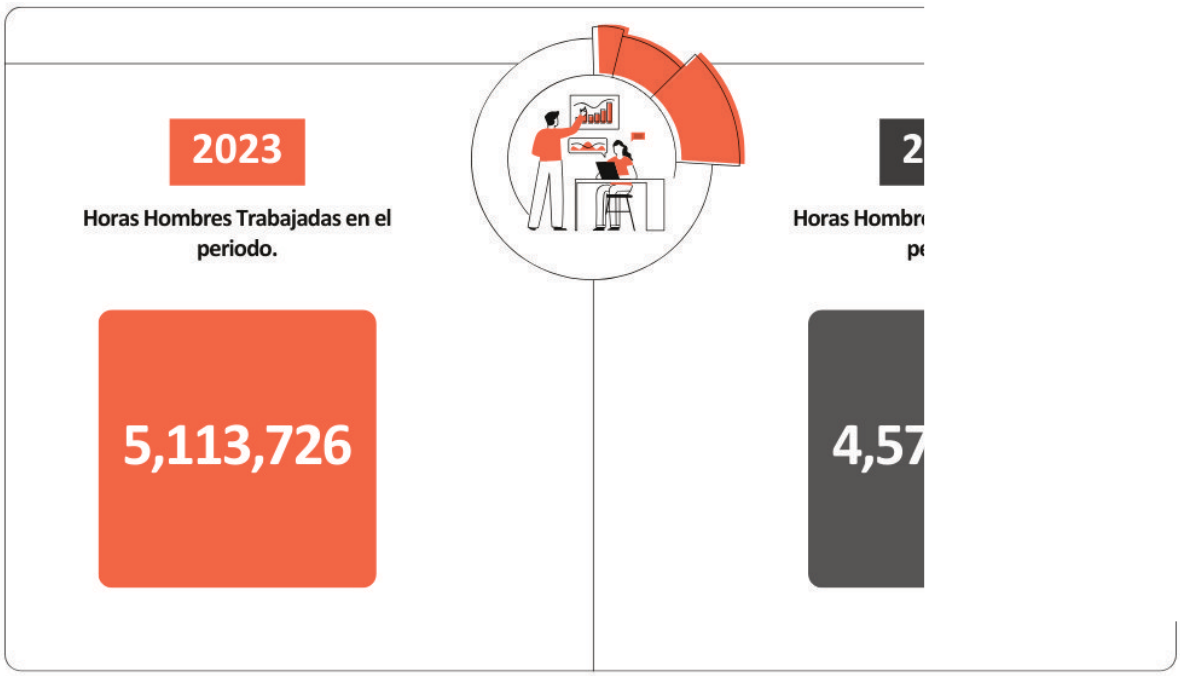
Categoría Plata

HORAS HOMBRES CAPACITACIÓN 2024



HORAS HOMBRES TRABAJADAS 2024

Durante el periodo 2024, las HHT disminuyeron un 11% VS 2023. Por lo cual se considera que el numero de personas promedio mensual fue de 805.



SALUD OCUPACIONAL

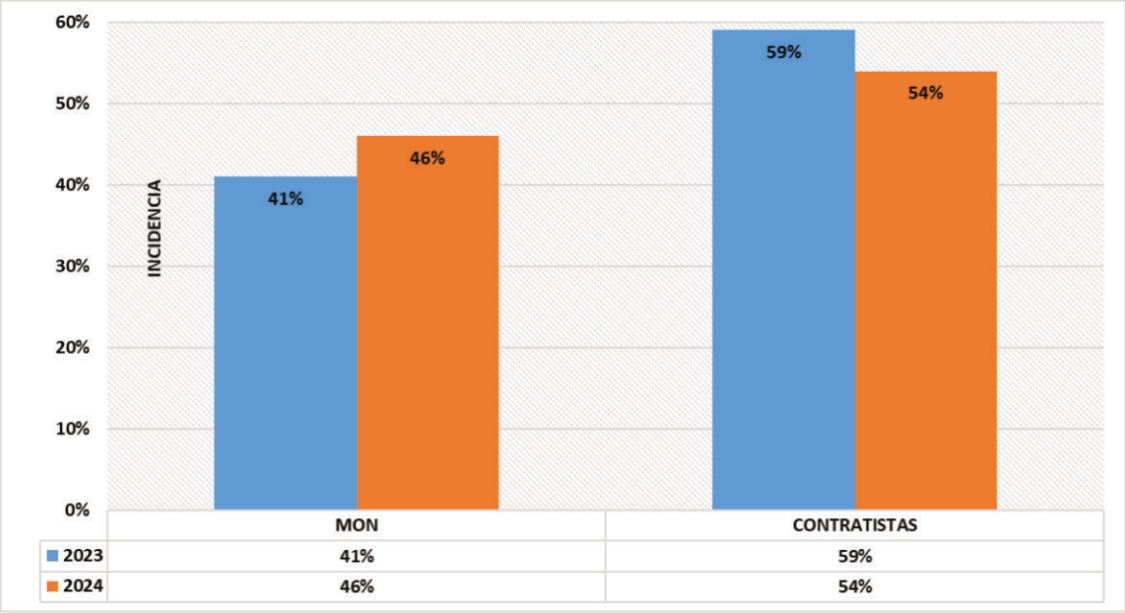
Para Minas de Oro Nacional ofrecer un servicio de Salud a sus colaboradores es un compromiso real, por ello hemos recabado un resumen de las actividades más relevantes en el servicio médico durante el año 2024.

1. Brindamos más de 7,000 atenciones médicas al colaboradores, contratistas y personal de comunidades aledañas.
2. Así mismo en el 2024 se realizaron más de 400 exámenes periódicos en apego a la normativa según la exposición ocupacional de los colaboradores, así como sus condiciones particulares, enre los que se incluyen:
    - Exámenes bioquímicos
    - Historia clínica laboral y valoración médica
    - Audiometrías
    - Espirometrías
    - Electrocardiogramas
    - Cuestionario de cribado para sintomatología osteomuscular
    - Cuestionario de Salud General con enfoque en Salud Mental
3. Durante el año se realizaron campañas de Salud con enfoque preventivo de enfermedades generales como Cuidado del Corazón, Cáncer de Mama, Diabetes Mellitus y Cáncer de próstata.
4. Así mismo brindamos trípticos en las instalaciones de clínica de los riesgos a la salud por diversas exposiciones ocupacionales para el personal que acude a nuestro servicio.
5. En coordinación con Campamento se participa en las reuniones de revisión de menú y en los diversos recorridos en comedores para verificación de condiciones de higiene.

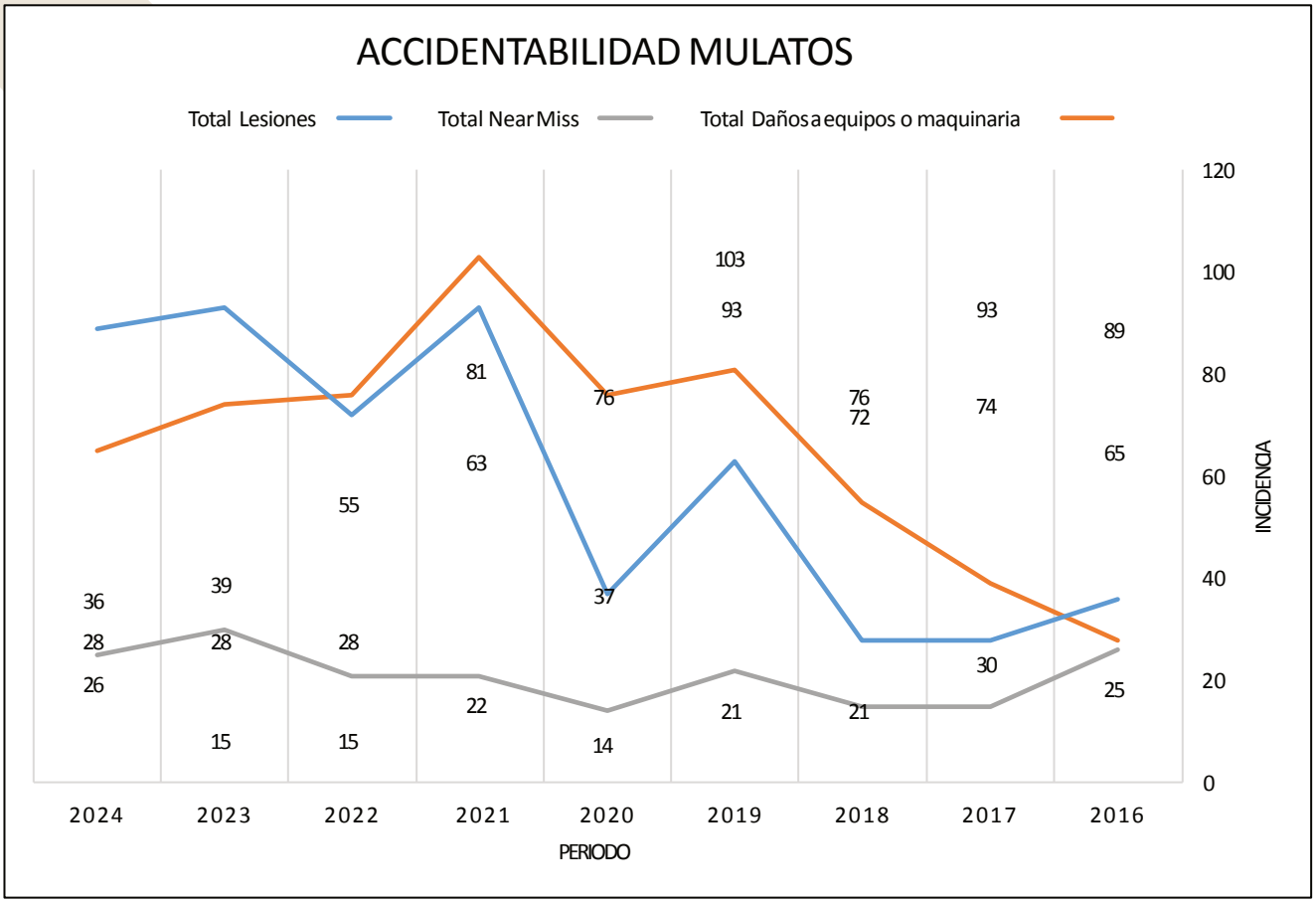
RESULTADOS DE TENDENCIAS DE ACCIDENTABILIDAD

El trabajo y compromiso de todos los colaboradores de Minas de Oro Nacional, enfocados en asegurar que cada persona regrese a casa sana y salva al finalizar su jornada, se reflejó en el cumplimiento de su Política de Seguridad y Salud, así como de su Política de Desarrollo Sustentable. Este esfuerzo conjunto permitió alcanzar de manera destacada los indicadores de seguridad, obteniendo los siguientes resultados:

En cuanto a Minas de Oro Nacional incrementaron los accidentes en un 5%, mientras que el Contratista disminuyeron en un 5%, VS 2023.



En el histórico de accidentabilidad, observamos una reducción progresiva tanto el total de Daños a equipos o maquinaria como el total de lesiones, mostrando una tendencia descendente hacia el 2024.



- **Logramos 5 millones de horas hombres sin accidentes incapacitantes en La Yaqui Grande.** (Gracias a nuestro Programa de Seguridad Basada en Comportamiento y mas de 13 mil horas de capacitacion en seguridad y salud en el trabajo durante el ultimo año.
- **Entrenamiento en Rescate Urbano e Industrial a 15 Integrantes de la Brigada de Emergencia.** (Certificación Internacional del Servicio de Extensión de Ingenieria de Texas).
- **Revalidación de los Programas Internos de Protección Civil Estatal.** (Por Noveno año consecutivo en Mulatos y Por Segundo año consecutivo en Mina La Yaqui Grande)

ACCIONES DE MEJORA CONTINUA

- **Implementación del Programa de Seguridad Basada en Comportamiento con nuestros contratista fijos** (Reforzar las buenas prácticas y buenos comportamientos, a través de programas de recorridos planeados).
- **Adhesión al Programa de Autogestión en Seguridad y Salud en el Trabajo** (PASST) en Mina La Yaqui Grande (Se realiza evaluación inicial, con el objetivo de acreditación como empresa segura).

NUESTRO PRINCIPAL VALOR – "LLEGAR A CASA SEGUROS TODOS LOS DÍAS"

ALAMOS GOLD INC.

MINAS DE ORO NACIONAL S.A. DE C.V.

Casco de Plata. Minería a Cielo Abierto hasta 500 Trabajadores.

Mina La India, Sonora. Agnico Eagle Mines

Ing. Walter Daniel Chaires Vega.
Superintendente de Procesos

Un camino forjado con trabajo, prevención y cultura

Nuestra estrategia

Políticas organizacionales

- Sistema de Gestión de Minería Responsable.
- Fórmula de la Supervisión.
- Gestion de peligros mayores
- Towards Sustainable Mining.

Cumplimiento Legal 100%

- Programa Autogestión en Seguridad y Salud en el Trabajo Nivel 3
- Programa Interno de Protección Civil
- VELAVO – Verificación Laboral Voluntaria
- ELSSA – Entorno Laboral Seguro y Saludables

Buenas prácticas

- Programas de fortalecimiento de la cultura de seguridad.
- Sesiones de escucha activa y proyección semanal con base laboral y contratistas.
- Actividades de liderazgo de Seguridad en Campo.
- Intercambio de experiencias entre minas.

Empleador por elección

Los resultados de nuestra más reciente encuesta de satisfacción laboral conducida por el instituto Great Place To Work, reflejan una cultura organizacional sólida y orientada al desarrollo.

Generamos un entorno donde las personas se desarrollan, se sienten valoradas y contribuyen con orgullo al éxito colectivo.

SISTEMA DE GESTIÓN DE MINERÍA RESPONSABLE

Gestión uniforme pero adaptada de HSE y Responsabilidad Social.

Desarrollado internamente cerca de las operaciones.

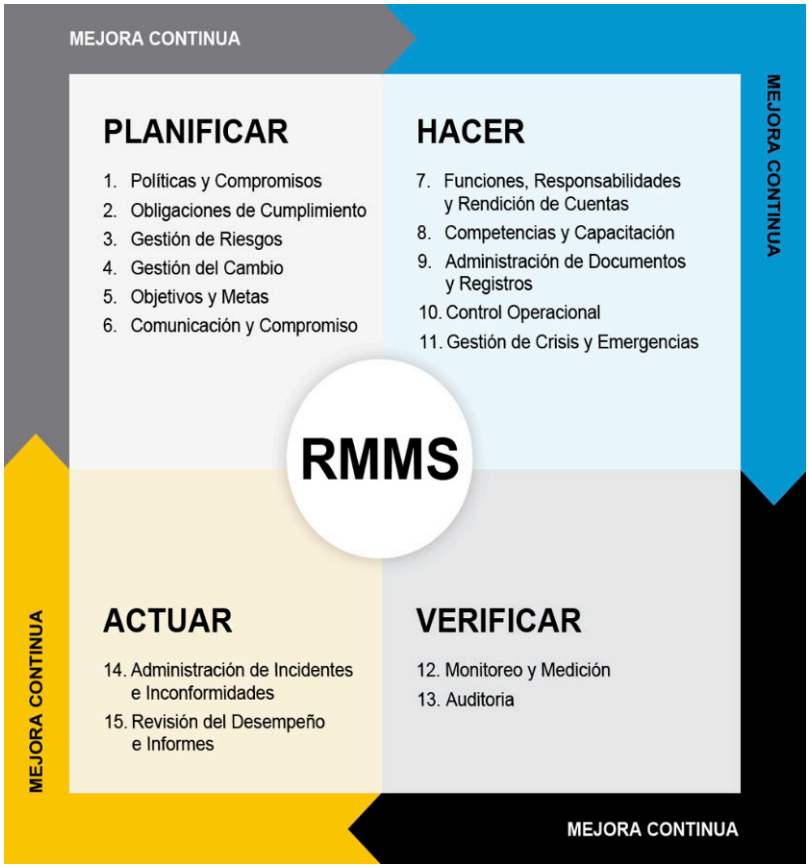
Integrado:
Todas nuestras obligaciones y expectativas en un solo sistema incluyendo:

- Asociación Minera de Canadá – Hacia una Minería Sustentable (TSM)
- Código Internacional de Manejo del Cianuro (ICMC)
- Iniciativa de Informes Globales (GRI)

Basado en estándares reconocidos:
ISO-14001, OHSAS 18001 e ISO 26000.

Evaluación y Mejora Continua

- **Cultura de seguridad:** Administración y mineros responsables, visible en instalaciones y comportamientos.
- **Rol del área de Seguridad y Salud:** Asesoría técnica para reducir riesgos y mejorar indicadores de liderazgo.
- **Medición:**
  - Indicadores diarios de liderazgo (pláticas, retroalimentación).
  - Reuniones semanales y mensuales para seguimiento y mejora continua.
  - Enfoque: Reforzar comportamientos seguros, no solo accidentabilidad.



FORMULA DE LA SUPERVISIÓN

SEGURIDAD EN CADA PUEBLE, DESDE EL SALUDO

√ Detección de situaciones de riesgos, situaciones peligrosas antes de comenzar labores.

√ Seguimiento constante durante el turno de trabajo.

- Las situaciones de riesgo identificadas y no solucionadas son informadas al siguiente turno, para alertar sobre los riesgos existentes.

√ El supervisor planifica, guía y monitorea

√ El colaborador evalúa los riesgos por cada tarea que le fue asignada.

- Identificación del peligro Observar el área de trabajo, equipos, materiales y condiciones.
- Determinación del riesgo
- Acción inmediata Aplicar el principio de inmediatez: corregir desviaciones que estén a su alcance.
- Reportar aquellas que no pueda corregir.
- Registro y comunicación, documentar hallazgos en el formato establecido (tarjeta).Informar al supervisor o área de Seguridad.

GESTIÓN DE PELIGROS MAYORES

Hemos adaptado el sistema de administración de riesgos del ICMM, con el propósito de reducir la exposición a peligros inaceptables, prevenir accidentes y minimizar sus consecuencias.

- **Análisis de causa raíz (ICAM):** Cada incidente se analiza como una falla en la cultura de seguridad, buscando mejorar el diseño e implementación del programa.
- **Gestión de hallazgos y controles:** Los resultados del análisis de riesgos se convierten en indicadores de liderazgo supervisados por la administración.
- **Modelo Bowtie:** Representación visual de escenarios de riesgo, facilitando su comprensión y comunicación.

ACTIVIDADES DE LIDERAZGO DE SEGURIDAD EN CAMPO

Lograr triple cero en índices de accidentes mediante la consolidación del "Plan de Liderazgo en Seguridad" como objetivo principal.

Aspiración	▪ Cero accidentes incapacitantes. Incrementar el índice de desempeño en Salud y Seguridad Ocupacional (SSO)	▪ Reducir el número de HPI, LTI, RWI y MTI. ▪ Promover la salud y el bienestar de los trabajadores.
	AGNICO EAGLE	**Gestión de contratistas**
Dónde actuar	▪ Principalmente en el desempeño de SSO en todos los niveles de supervisión y trabajadores. ▪ Fortalecer la responsabilidad en la gestión de SSO en cada área por parte de líderes y trabajadores.	▪ Mejorar el desempeño de los patrocinadores en la gestión de la SSO de nuestros contratistas bajo su responsabilidad.} ▪ Reforzar la gestión de SSO de las empresas contratadas en nuestras operaciones.
	Mejorar el desempeño de los patrocinadores en la gestión de la SSO de nuestros contratistas bajo su responsabilidad. Reforzar la gestión de SSO de las empresas contratadas en nuestras operaciones.	
Cómo lograrlo	**Observaciones de Tareas y Procedimientos (OTP).**	**Reunión mensual de Seguridad y Salud. Momentos de diálogo.**
	Inspecciones de seguridad	**Auditorias de nivel**
	Modelado de comportamiento	
Habilitadores clave:	▪ Desarrollar el programa de actividades de liderazgo en seguridad en campo. ▪ Ejecutar la revisión continua de la implementación de procedimientos y estándares en el campo.	▪ Gestionar los comportamientos de riesgo de los trabajadores en el campo. ▪ Reducir la probabilidad de incidentes mediante interacciones positivas en el campo.

➤ OBSERVACIÓN DE TAREAS

- Mediante observación y discusión.
- Análisis únicamente a través de la discusión.
- Verificar la aplicación y efectividad de los Controles Críticos y sus reglas que salvan vidas.

MODELADO DE COMPORTAMIENTO

- Demostrar nuestro liderazgo.
- Mostrarnos accesibles para nuestra gente.
- Hacer preguntas.
- Corregir actos inseguros e impartir una lección para evitar la repetición.

+3,800 Actividades de liderazgo en campo realizadas en 2024

AGNICO EAGLE

➤ INSPECCIÓNES DE SEGURIDAD

- Garantizar las condiciones de las instalaciones.
- Asegurar la efectividad de los controles existentes.
- Fortalecer la herramienta de la fórmula de supervisión.

➤ AUDITORÍA DE NIVEL

- Revisar y establecer estándares organizacionales.
- Identificar puntos de mejora.
- Enfocarlos en los Protocolos de Consecuencia Grave (SCP), el estricto cumplimiento del estándar y los permisos de trabajo asociados.

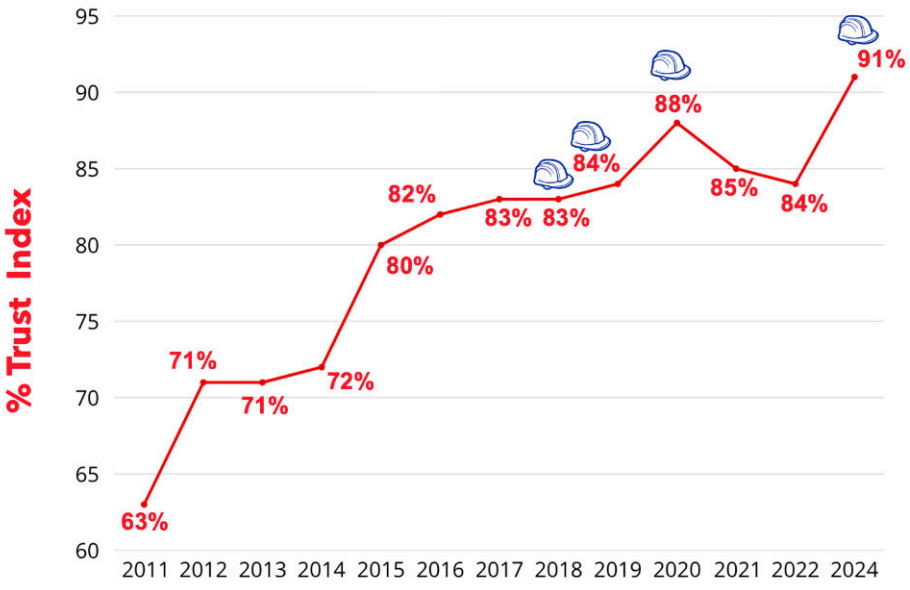
CONSTRUYENDO LA CULTURA DE SEGURIDAD

Competencias, Capacitación y Concientización

- Identificar las necesidades de formación para todas las personas que trabajan bajo nuestro control, incluyendo contratistas
- Asegurar que la formación sea impartida
- Evaluar la eficacia de la capacitación
- Asegurar que todo empleado esté calificado antes de hacer una tarea.

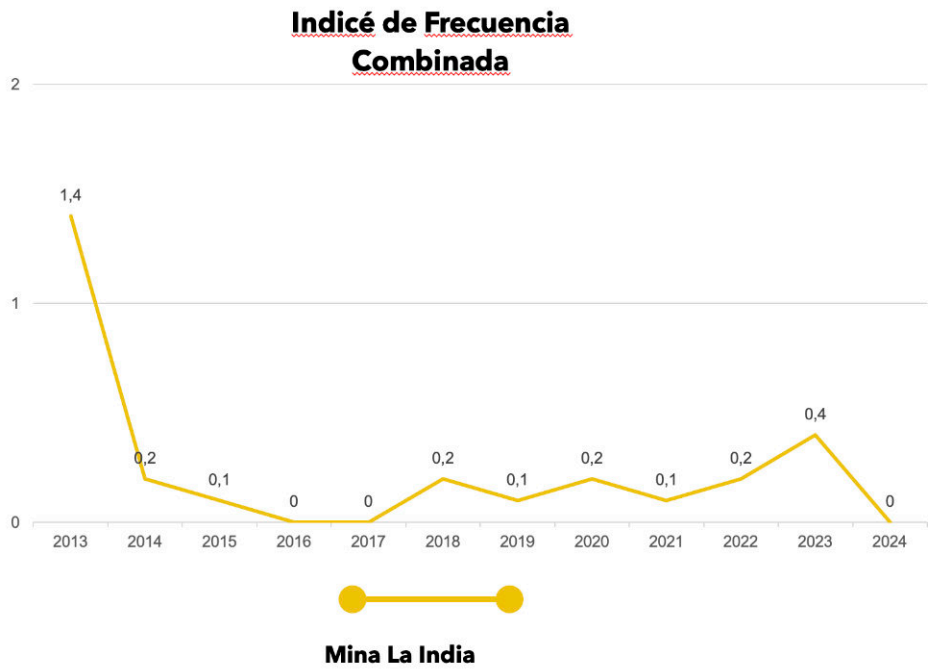
6,558 Momentos de seguridad

EMPLEADOR POR ELECCIÓN



97% de nuestros colaboradores opinan que Mina La India es un lugar seguro para trabajar

LUGAR DE TRABAJO SEGURO Y SALUDABLE



0.00
IFC 2024

1,105,766
Horas personas sin LTI durante 2024

+1080
Evaluaciones de riesgos completadas 2024

IFC: (LTI + RWI+MTI x 200,000) / Horas totales trabajadas.

RESPONSABILIDAD COMPARTIDA

Reconociendo su papel y responsabilidad hacia la seguridad, los empleados demuestran su compromiso y nosotros generamos las condiciones.

FÓRMULA DE LA SUPERVISIÓN

Enfatiza la importancia de evaluar de manera eficiente los riesgos en el lugar de trabajo y evitar accidentes que podrían tener impactos que cambien la vida de los empleados y sus familias.

TRABAJO INTELIGENTE

Abordamos la seguridad en nuestras rutinas diarias, sabemos que los pequeños detalles que pueden marcar la diferencia.

APTOS PARA TRABAJAR

Nos enfocamos en el bienestar y enfatizar la importancia de adoptar hábitos saludables para mantener una buena salud física y mental.

EXPERIENCIAS DE LA VIDA REAL

Presentamos testimonios de personas que han experimentado incidentes graves.

AGNICO EAGLE

Casco de Plata. Plantas Metalúrgicas y Fundiciones hasta 500 Trabajadores.

Planta ESDE, Operadora De Minas De Nacozari. Grupo México

Ing. Francisco Martín Munguía Bravo.
Gerente de Planta

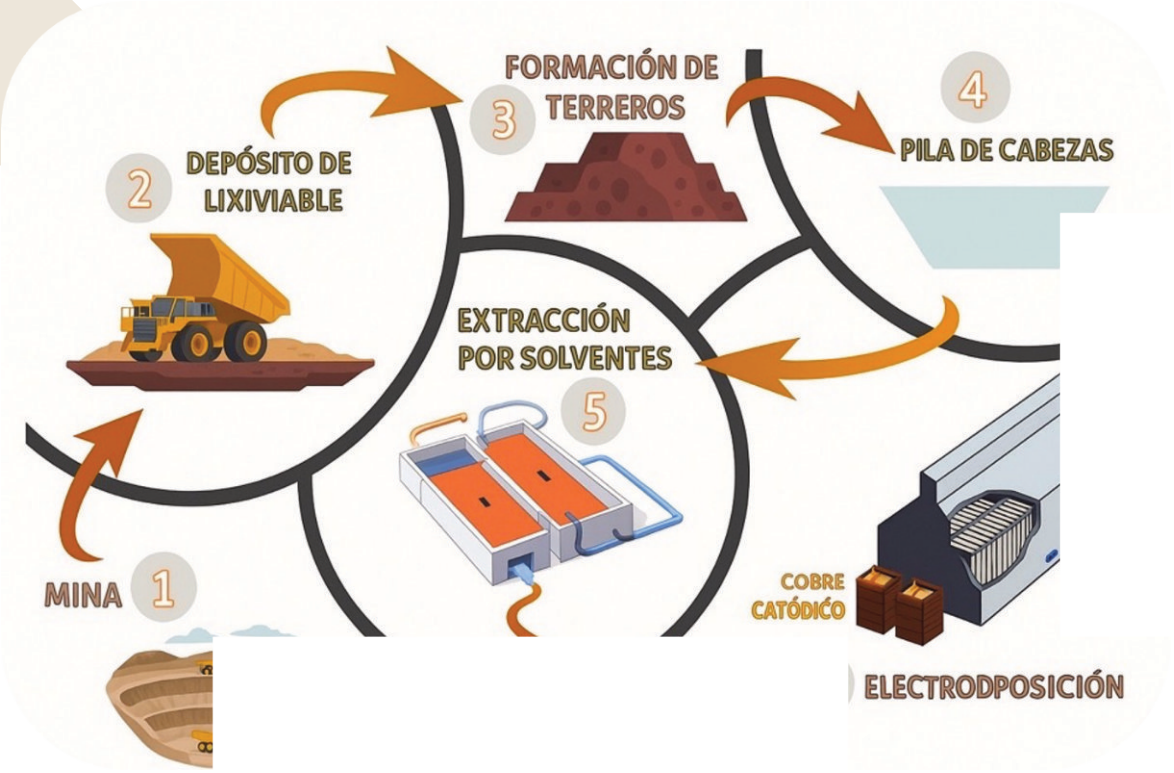
PLANTA DE HIDROMETALURGIA

HIDROMETALURGIA

La Planta de Hidrometalurgia (ESDE), inició operaciones en mayo de 1995 y produce cobre catódico con 99.99 % de pureza mediante los procesos de Lixiviación, Extracción por Solventes y Electrodeposición.

Cuenta además con áreas de Almacén y Embarques, Laboratorio e Investigación Metalúrgica, que respaldan la eficiencia y calidad de la producción.

DIAGRAMA DE FLUJO – PROCESO



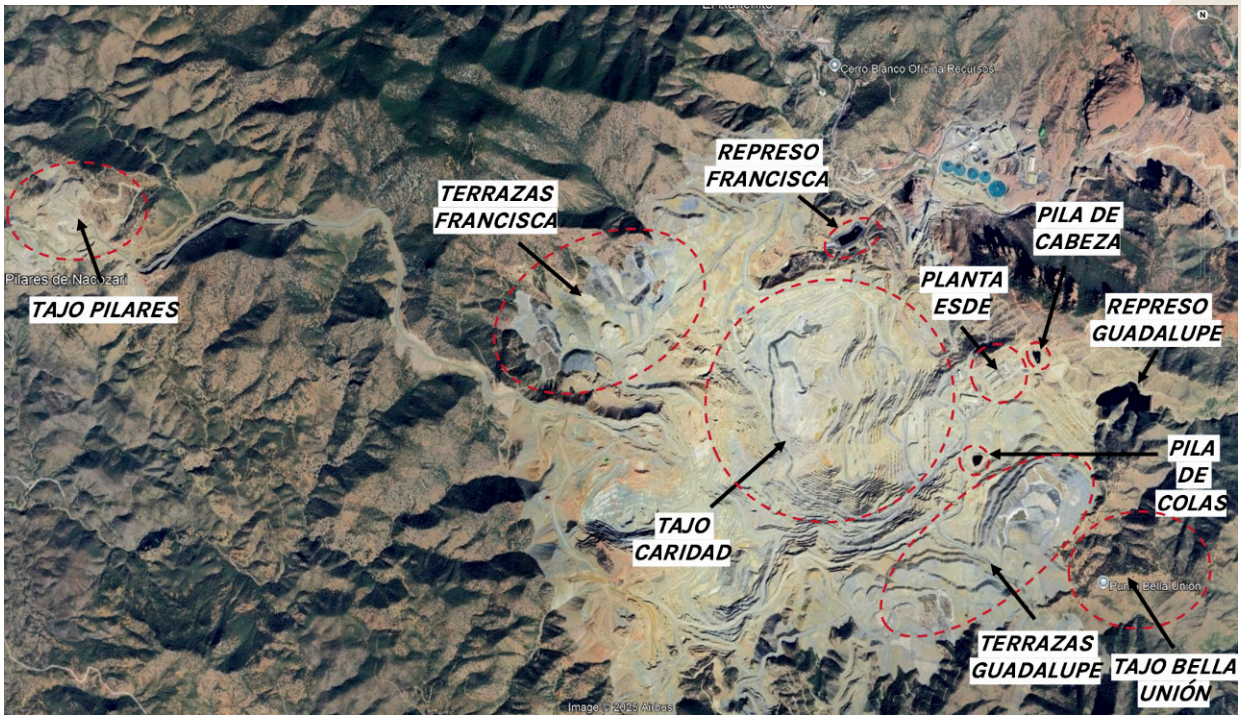
LIXIVIACIÓN

El yacimiento de cobre en Operadora de Minas de Nacozari es de tipo pórfido cuprífero diseminado. A partir del mineral de baja ley, que se deposita en bancos de diferentes alturas, llamados terreros de lixiviación, regamos dichos terreros con una solución acuosa ligeramente acidulada con ácido sulfúrico, el cual extrae los contenidos metálicos del mineral, obteniendo el cobre en una solución denominada PLS (Pregnant Liquid Solution).

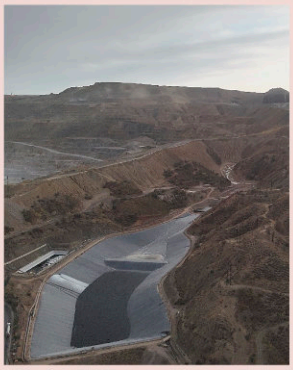
Posteriormente, una vez colocado el material lixiviable en pilas, se lleva a cabo la preparación y acondicionamiento mediante las siguientes etapas:

1. Nivelación y descompactación del material, realizada por medio de “ripeo” con tractor.
2. Instalación de la red de riego sobre la superficie de la pila.
3. Bombeo de la solución de lixiviación hacia las diferentes áreas operativas.

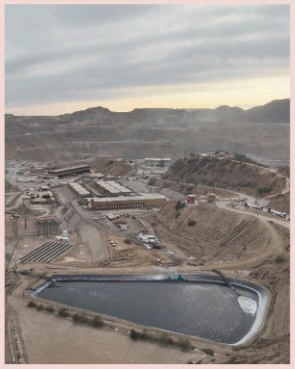
MINA LA CARIDAD



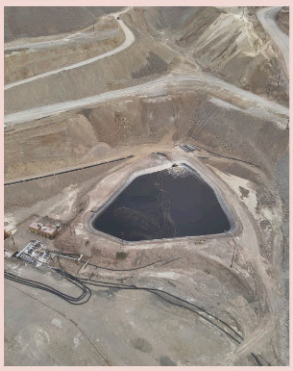
AREAS DE LIXIVIACIÓN



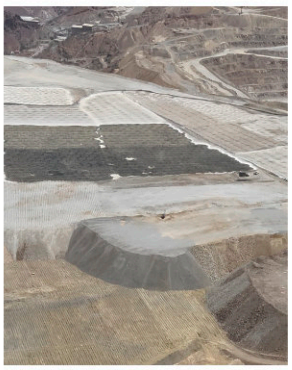
REPRESO FRANCISCA (PLS)



PILA DE CABEZAS (PLS)



PILA DE COLAS (REFINO)



LIXIVIACIÓN DE MINERAL

PLANTA HIDROMETALURGIA

MISIÓN, VISIÓN Y VALORES

MISIÓN:

Transformar eficientemente nuestras reservas de minerales con pasión, talento y dedicación. Nuestra experiencia garantiza la producción de metales de la mas alta calidad de forma sustentable, responsable y rentable, priorizando la seguridad de nuestra gente y el cuidado de nuestro entorno.

VISIÓN:

Ser líder en la transformación sostenible de recursos minerales, comprometidos con la creación de valor y bienestar para nuestra gente y el entorno.

VALORES:

Honestidad: Actuando con integridad, ética profesional y mejora continua.

Respeto: Hacia las personas, las leyes y medio ambiente.

Responsabilidad: Cumpliendo nuestros compromisos en tiempo y forma con resultados.

Contamos con una plantilla laboral conformada por un 33% de mujeres y 67% de hombres, promoviendo la equidad de genero en nuestras operaciones.

POLÍTICA DE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO

En Grupo México la seguridad y la salud de nuestros colaboradores es lo mas importante.

Nuestros compromisos:

NUESTRA META ES: CERO ACCIDENTES

CERTIFICACIONES

ISO 45001:2018.

Desde su diseño, Planta de Hidrometalurgia ha estado alineado con el compromiso de mantener un entorno laboral seguro y saludable, mediante la adopción del Sistema de Gestión de Seguridad y Salud en el Trabajo conforme a la Norma Internacional ISO 45001:2018.

Trabajamos bajo un programa de seguridad que integra actividades de capacitación, seguridad y salud ocupacional, mejora continua, investigación de incidentes; acciones correctivas y preventivas derivadas de incidentes y hallazgos de auditorías o inspecciones por alguna dependencia como la STPS. En el cual incluye la realización y seguimiento de actividades, basadas en el cumplimiento de objetivos operativos y estratégicos.

SIASST

Además adoptamos un Sistema Integral de Seguridad y Salud en el Trabajo (SIASST) el cual se encuentra fundamentado en el Estándar Internacional ISO 45001:2018. Con un enfoque basado en procesos para implementar y mejorar el ambiente de trabajo, controlando los riesgos y dar cumplimiento a los requisitos.

GESTIÓN DE INCIDENTES

Durante el año 2024, en Operadora de Minas de Nacozari, S.A. de C.V. en el área de Hidrometalurgia no se registraron accidentes ni incidentes, reflejo del compromiso permanente con la seguridad y la gestión preventiva de riesgos. No obstante, en caso de presentarse alguna eventualidad, contamos con un Manual de Gestión de Incidentes debidamente implementado, el cual establece los procedimientos a seguir para una respuesta oportuna, eficaz y coordinada, garantizando la protección de las personas, las operaciones y el entorno.

RECONOCIMIENTO TERCER NIVEL PASST

INTEGRACIÓN SBC

El Programa de Seguridad Basada en el Comportamiento (SBC) tiene como finalidad fortalecer la cultura preventiva en todas las áreas operativas, promoviendo conductas seguras, previniendo accidentes y mejorando la calidad de vida laboral del personal. A través de este programa se busca optimizar los recursos, fomentar la participación activa y consolidar un entorno de trabajo más seguro y saludable.

Las observaciones de conducta son una herramienta esencial dentro del programa, ya que permiten identificar y corregir comportamientos inseguros, reduciendo los accidentes incapacitantes y reforzando las prácticas seguras. Esta actividad impulsa la comunicación entre los colaboradores, facilita intervenciones oportunas y promueve el refuerzo positivo de las conductas seguras observadas en campo.

SEGURIDAD CONDUCTUAL

Es una metodología proactiva de mejora continua aplicada a la seguridad.

Se enfoca en los comportamientos seguros, incentivando su repetición en los trabajadores a través del refuerzo positivo.

Un reforzador positivo es un estímulo agregado al ambiente que genera un aumento en una respuesta precedente.

PARTICIPACIÓN SBC

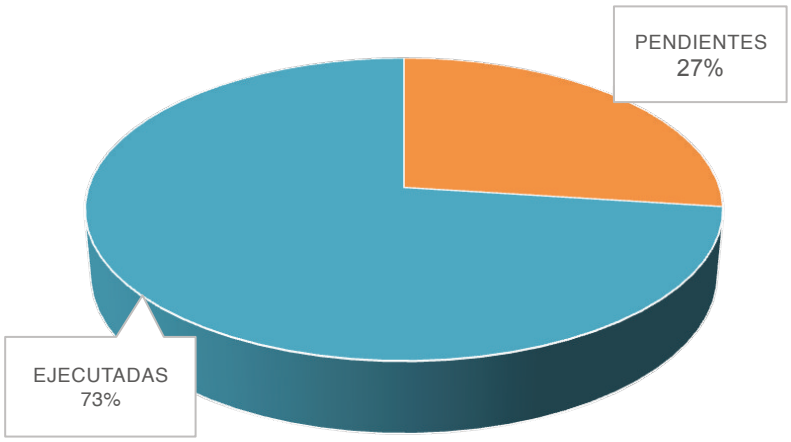
Cada integrante de la organización puede realizar observaciones, sin importar su jerarquía, fortaleciendo así la corresponsabilidad en materia de seguridad. Estas intervenciones se realizan con un enfoque de apoyo y mejora continua, contribuyendo a generar una red de confianza y colaboración entre el personal.

TIPO DE CONDUCTAS

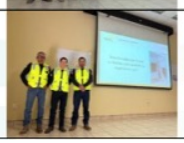
Desde el año 2023 este programa beneficia a aproximadamente 1,069 colaboradores de distintos niveles, áreas y turnos de trabajo, bajo el principio de que la seguridad es primero y no es negociable.

PROPUESTAS DE MEJORA

A través de este sistema se han identificado, evaluado y ejecutado diversas propuestas enfocadas en optimizar la seguridad, la eficiencia operativa y la calidad en los procesos. De un total de 70 propuestas presentadas, 54 han sido ejecutadas exitosamente, reflejando un alto nivel de participación y cumplimiento. Estas acciones han permitido consolidar un entorno laboral más seguro, ordenado y orientado a resultados, reforzando la integración del SBC como una herramienta clave para el desarrollo sostenible de la unidad.



FORO DE CÉLULAS DE SEGURIDAD

	PROYECTO	ÁREA	IMAGEN
1	JALANDO SEGURO	ESDE OPERACIÓN	
2	MANTENIMIENTO DE CRIBAS	CONCENTRADORA MANTENIMIENTO	
3	CONTROL DE DERRAME	ESDE OPERACIÓN	
4	INSTALACIÓN DE CAMARAS EN PIPAS DE RIEGO	TALLERES CENTRALES	
5	PISTÓN PARA ALIMENTACIÓN DE BOLA PARA MOLINOS	CONCENTRADORA OPERACIÓN	
6	PLATAFORMA PARA ADICIÓN DE REACTIVOS	ESDE OPERACIÓN	
7	CALCETÍN ELÉCTRICO	MINA OPERACIÓN	
8	ELEVA TU SEGURIDAD	MINA MANTENIMIENTO	
9	EL ARMADILLO	MINA MANTENIMIENTO	
10	ELÉCTRO EFICIENCIA Y SEGURIDAD	ESDE OPERACIÓN	

Primer Lugar

Área: MINA MANTENIMIENTO
Departamento de palas y perforadoras

Nombre del proyecto:
ELEVA TU SEGURIDAD

Segundo Lugar

Área: MINA MANTENIMIENTO
Departamento Equipo auxiliar

Nombre del proyecto:
ARMADILLO

Tercer Lugar

Área: ESDE OPERACIÓN
Departamento de lixiviación

Nombre del proyecto:
JALANDO SEGURO

GrupoMéxico
MINERÍA

Casco de Plata. Plantas Metalúrgicas y Fundiciones más de 500 Trabajadores.

Química del Rey, Industrias Peñoles

Ing. Arturo Caro Venzor. Líder de Operaciones

MEJORES PRÁCTICAS EN SEGURIDAD, Química del Rey

Es una empresa que forma parte del Grupo Peñoles en la división Químicos; está ubicada en Laguna del Rey municipio de Ocampo, Coahuila.

Química del Rey, cuenta con una capacidad anual de producción instalada de 780,000 ton/año de Sulfato de Sodio, 90,000 ton/año de Oxido de Magnesio, 18,000 ton/año de Hidróxido de Magnesio y 64,000 ton/año de Sulfato de Magnesio como productos principales.

Nuestras materias primas utilizadas son:

Una de las materias primas, la salmuera virgen, se extrae de una laguna subterránea natural adyacente a la planta de proceso, utilizando una red de pozos y bombas sumergibles para ser enviada a la planta de Sulfato de Sodio y Sulfato de Magnesio

Otra de las materias primas es la dolomita, la cual es obtenida en una mina a cielo abierto que se encuentra ubicada a 50 km al norte de Química el Rey. Es transportada por medio de ferrocarril, hasta nuestras instalaciones para la elaboración de Óxido e Hidróxido de Magnesio.

NUESTROS PRODUCTOS PRINCIPALES

Sulfato de sodio	Detergentes, vidrio, textil, productos químicos y otros usos menores.
Óxido de magnesio	Fabricación de ladrillos refractarios, resistencias eléctricas, vidrios, balatas, productos químicos, suplementos alimenticios para ganado
Hidróxido de magnesio	Reciclado de baterías para automóvil, productos químicos, tratamiento de aguas residuales, aditivo para mejorar la combustión, retardante de flama en la industria de cables y techos.
Sulfato de magnesio	Sector Agrícola: Fertilizante en la nutrición de cultivos. Sector Pecuario: Ingrediente en la mezcla para la formulación de alimentos balanceados.

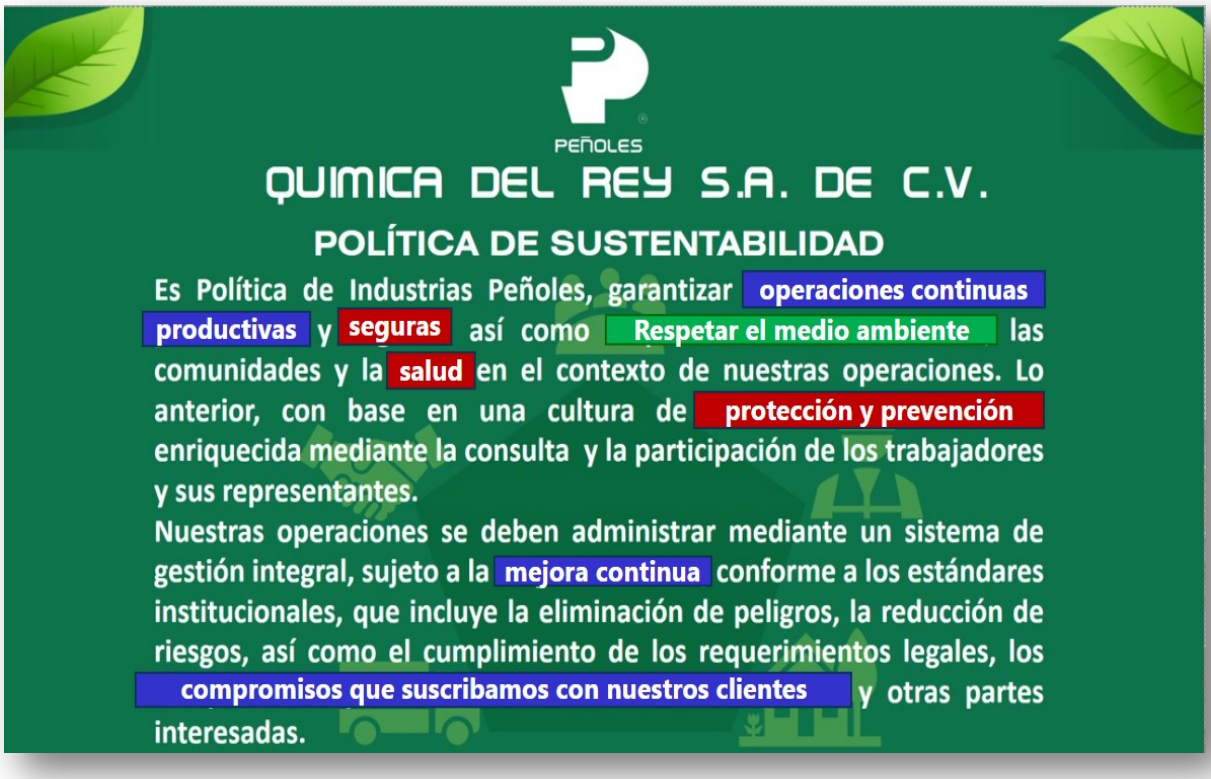
Desempeño Histórico en Seguridad CAMIMEX

En Química del Rey, siempre nos ha distinguido el compromiso, la convicción y el trabajo en equipo para hacer de la Seguridad y la Salud elementos fundamentales e integrales de nuestras operaciones; es por lo que desde el inicio de la entrega de este importante galardón, a la fecha, lo hemos ganado en diez ocasiones sumando este reconocimiento 2024, posicionándonos en nuestro Grupo Peñoles como lideres y referentes en las mejores prácticas de Seguridad, gracias a estos resultados.

1999, 2003, 2004, 2005, 2006, 2009, 2010, 2011, 2020,

2024

SISTEMA DE GESTION INTEGRAL



De nuestra Política se originan los Objetivos del Sistema de Gestión Integral

Objetivo General GIN

El Objetivo de la Gestión Integral de Negocio (GIN) es crear SINERGIA entre los sistemas, las buenas prácticas actuales y futuras de la organización para garantizar la calidad de nuestros productos y servicios, cumpliendo los más altos estándares exigidos por la organización y esperados por nuestros clientes, asegurando que nuestros productos, procesos y servicios se llevan a cabo en operaciones seguras y respetuosas del entorno.

Nuestro sistema de trabajo se basa en el Sistema de Gestión Integral, que considera las mejores practicas en materia de Medio Ambiente, Seguridad, Salud y Calidad de acuerdo a estándares internacionales como lo son ISO 9001, ISO 14001, así como la gestión de riesgos críticos de alto potencial, las 12 mejores practicas de seguridad y los 14 elementos de seguridad de los procesos.

Para Química del Rey la Seguridad y la Salud de sus colaboradores tienen un carácter prioritario y es un elemento fundamental en su política de sustentabilidad y en nuestros objetivos que son la base de nuestro sistema de gestión y a donde se alinean todas las iniciativas y elementos de nuestros programas de seguridad y salud.

OBJETIVOS MASS

SEGURIDAD

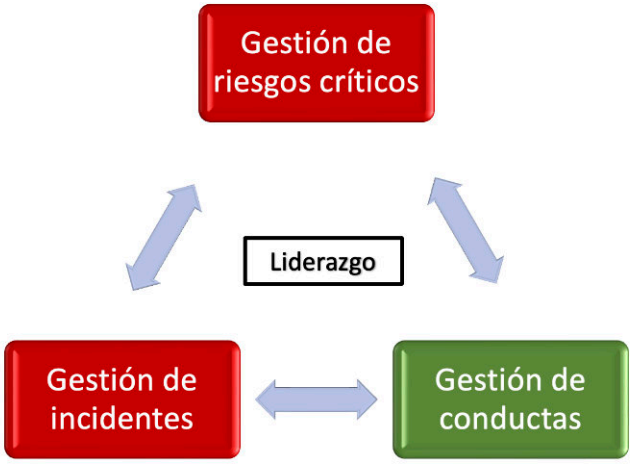
Mantener una cultura de prevención encaminada a la eliminación de incidentes laborales garantizando la integridad de nuestro personal incluyendo nuestros contratistas y visitantes.

SALUD

Propiciar una cultura de prevención de enfermedades generales y profesionales, con la finalidad de asegurar un excelente estado físico y mental de nuestro personal.

ESTRATEGIA PARA LA GESTIÓN DE RIESGOS DE ALTO POTENCIAL

1. **Proceso de Identificación de Riesgos**. Se tienen identificados los riesgos críticos asociados a nuestras operaciones; que son aquellos que tienen el potencial de causar una o múltiples fatalidades o daños catastróficos a las instalaciones. Se identificaron de acuerdo al entorno y las instalaciones donde se desarrollan las actividades.
2. **Proceso de prevención / mitigación**. Después de identificar los riesgos críticos, se desarrollan barreras de control para evitar que se pierda el control del riesgo y se desencadene el evento no deseado, con controles críticos preventivos y de mitigación, mediante la metodología Bow Tie.
3. **Liderazgo para fortalecer la cultura preventiva.** Roles, actitudes, responsabilidades, Accountability. Prácticas de liderazgo visible. Comunicaciones
4. **Reportabilidad.** Difusión de incidentes (accidentes y cuasi accidentes). Investigaciones de los incidentes (ACR/ICAM). Aprendizaje Organizacional



PRÁCTICAS DE LIDERAZGO

Estas prácticas de liderazgo, son las conductas esperadas de los líderes y corresponden a aquellas «tareas del líder, del dueño de los riesgos, fundamentalmente en campo», orientadas a fortalecer la cultura preventiva en Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente y la mejora continua.

Las prácticas de liderazgo nos permiten monitorear la correcta implementación y la evaluación de calidad de los controles críticos y de las acciones correctivas derivadas de las investigaciones de accidentes de alto potencial, así también como las condiciones del entorno y los comportamientos de las personas.

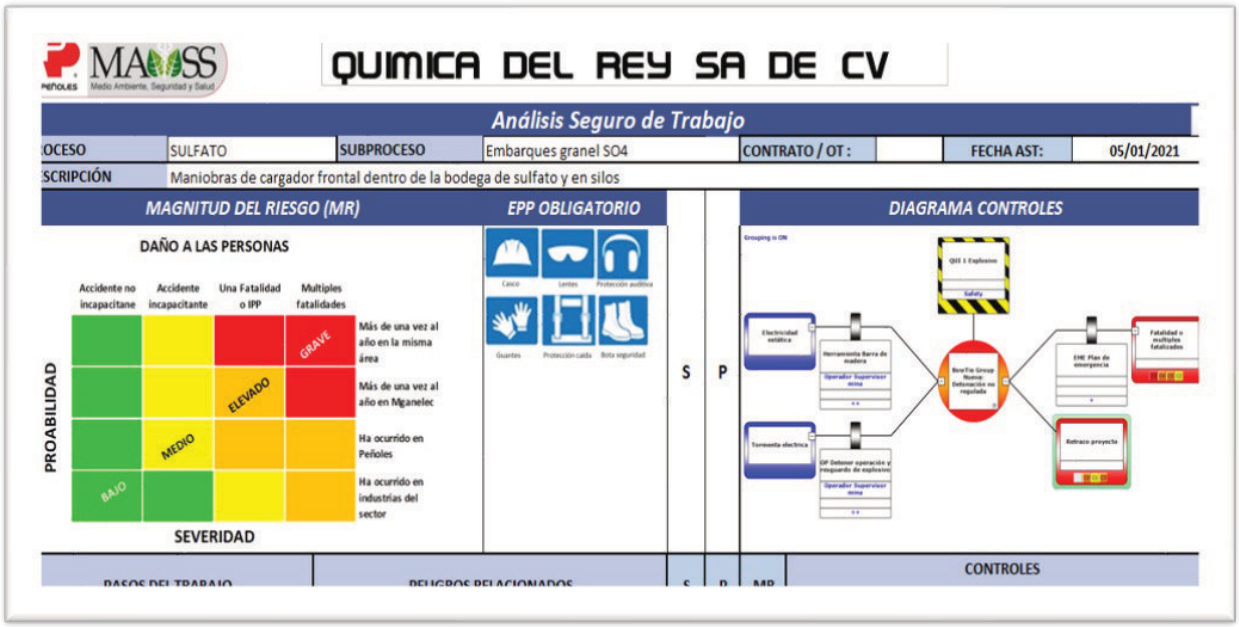
Prácticas de Liderazgo

=

Liderazgo visible en campo

Permite el mejoramiento continuo del proceso.

CONTROL DE LOS RIESGOS CRÍTICOS DE TRABAJOS NO RUTINARIOS



ANÁLISIS DE SEGURIDAD DEL TRABAJO (AST)

Se elaboran análisis de seguridad del trabajo (AST) como medida preventiva la cual nos va ayudar para identificar los riesgos de alto potencial que vamos a tener al realizar un trabajo y por ende vamos a poder anticiparnos y realizar actividades con medidas de prevención para evitar cualquier incidente.

Estos AST son realizados por un equipo multidisciplinario, incluyendo el personal que participa directamente en la ejecución de los trabajos para que de primera mano se conozcan los controles y se asegure su seguimiento.

VERIFICACIÓN DE CONTROLES Y PLAN DE ACCION

COMISIÓN DE SEGURIDAD E HIGIENE

Se da un adecuado seguimiento a las recomendaciones de la comisión de seguridad e higiene de manera consistente, involucrando en el seguimiento a los niveles más altos de la organización. Durante este último año se ha trabajado en su robustecimiento, mejorando el sistema de reporteo, haciendo más eficientes los recorridos y reuniones mensuales de la comisión y fortaleciendo la comunicación de los informes.

MODERNIDAD LABORAL (CARTERAS DE SEGURIDAD Y SALUD)

Química del Rey cuenta con equipos de alto desempeño y ha trabajado a través de la modernidad laboral por casi 30 años en su filosofía de trabajo, lo que nos ha permitido un seguimiento consistente a los controles críticos de seguridad en las operaciones y mantenimiento de planta a través de cada coordinador de seguridad y esta misma filosofía se ha implementado en todas las empresas contratistas.

AUDITORÍAS INTERNAS
AUDITORÍAS CORPORATIVAS DE S EGURIDAD

Dentro de las buenas prácticas en Seguridad y como parte del proceso de mejora continua, recibimos de manera anual auditorías corporativas de seguridad, en la cual se verifica de manera detallada y completa el cumplimiento a los controles de los riesgos críticos, los requisitos legales y todo el sistema de gestión.

AUDITORÍAS EXTERNAS
ASEGURADORA ZÚRICH, ANIQ, STPS.

Química del Rey participa en auditorías externas donde se verifica por medio de un tercero, de manera anual el control de los riesgos críticos y el cumplimiento legal en materia de seguridad.

De la misma manera, se establecen planes de atención para las recomendaciones que surgen de las auditorias; todo encaminado a mejorar nuestro desempeño en seguridad.

PLAN DE ATENCIÓN A EMERGENCIAS

Principales situaciones de emergencia asociadas a nuestras operaciones:

Pérdida de Control en el Manejo de Sustancias Químicas Peligrosas:

Amoniaco o Ácido Sulfúrico.

Pérdida de control de Material Combustible:

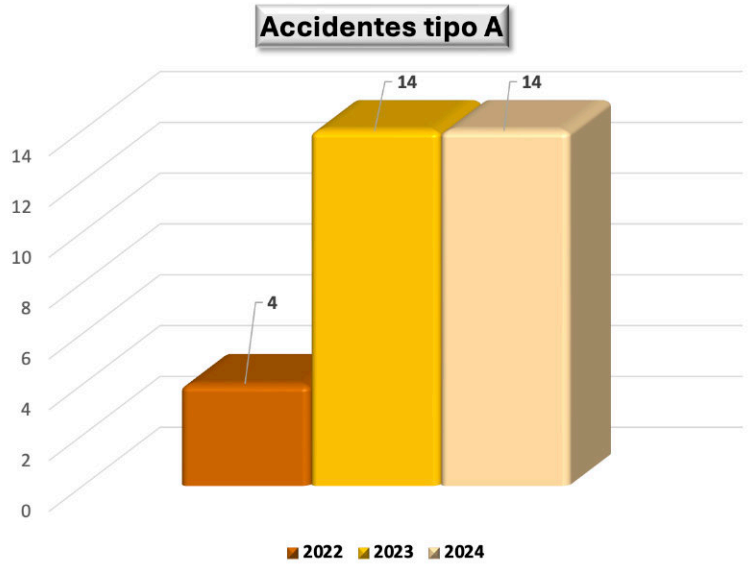
En el proceso existen dos casetas de gas natural, subestaciones eléctricas y diferentes equipos industriales (Hornos, secadores, calderas) que con una ausencia de control critico, puede derivar como consecuencia Incendio o Explosión.

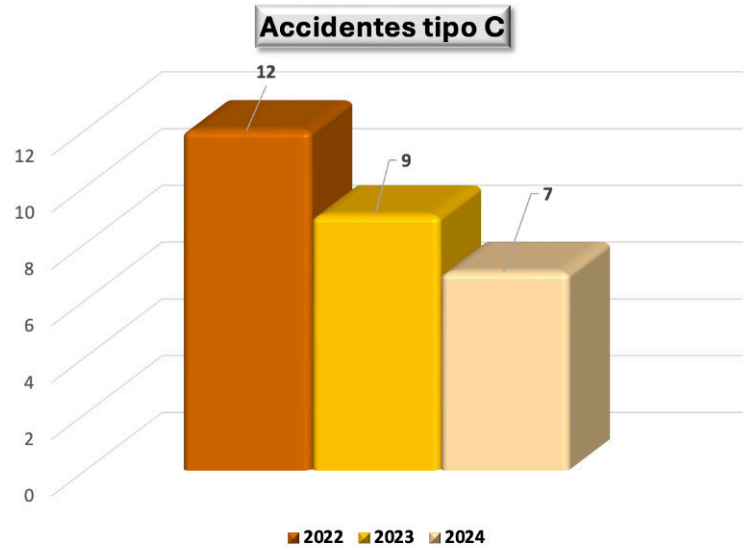
Como controles críticos para atención de emergencias dentro del proceso, se cuenta con: sistemas instrumentados de seguridad, sistemas de detección de humos, red vs incendios, sensores de detección de amoniaco.

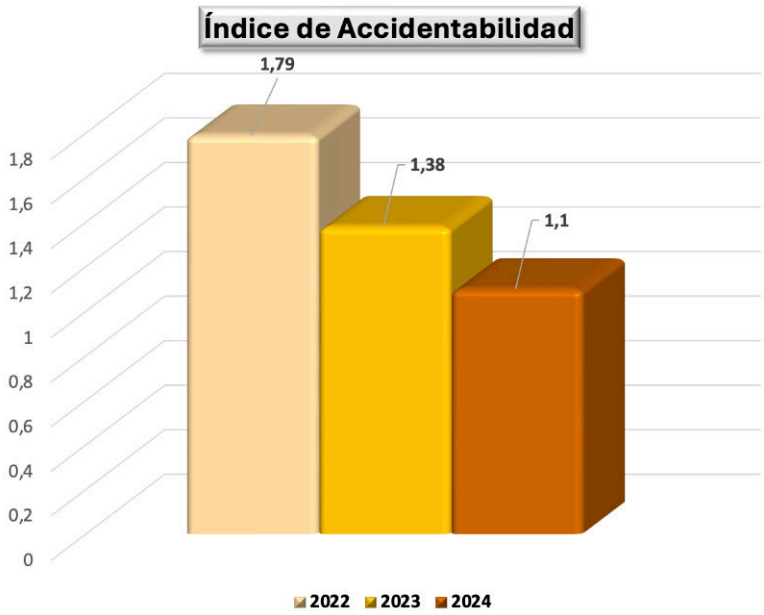
En caso de una emergencia declarada, se cuenta con 4 brigadas en turno para atender la emergencia; una por cada planta de Química del Rey.

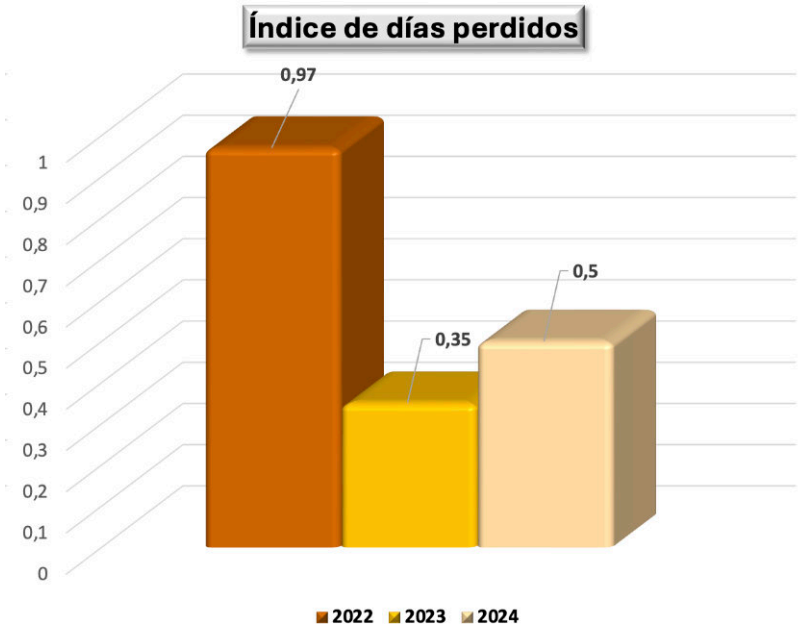
Especialistas en: HAZMAT, Incendios y Primeros Auxilios, con capacitación especializada en la escuela ECBE de Celaya, Guanajuato.

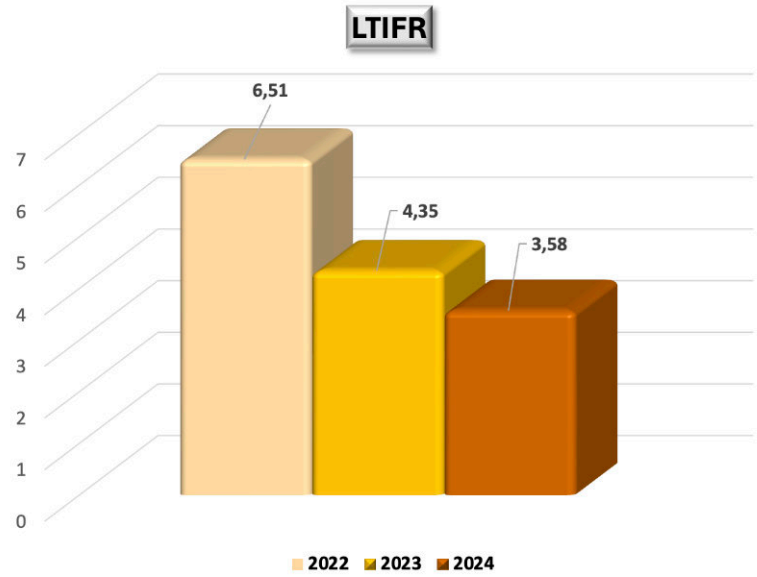
Además, se cuenta con una Brigada General de primeros auxilios “Brigada Ángeles” para la atención de emergencias.

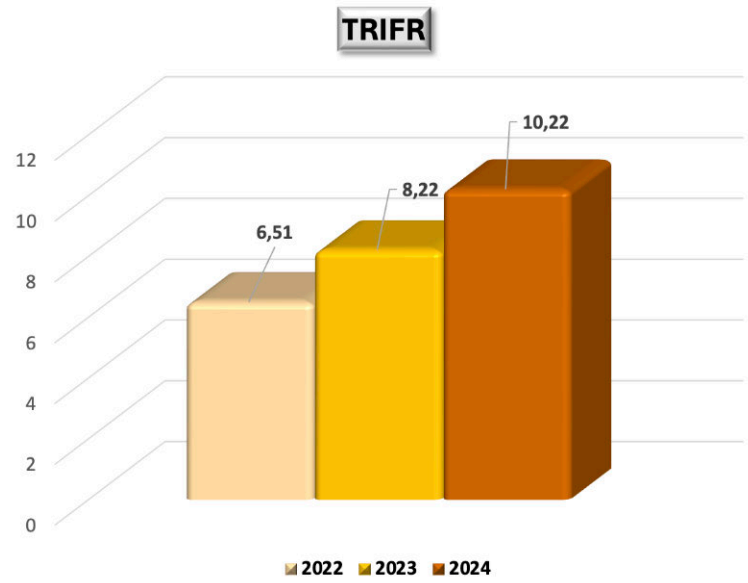

Accidentes tipo A
14
14
4
14
12
10
8
6
4
2
0
2022
2023
2024

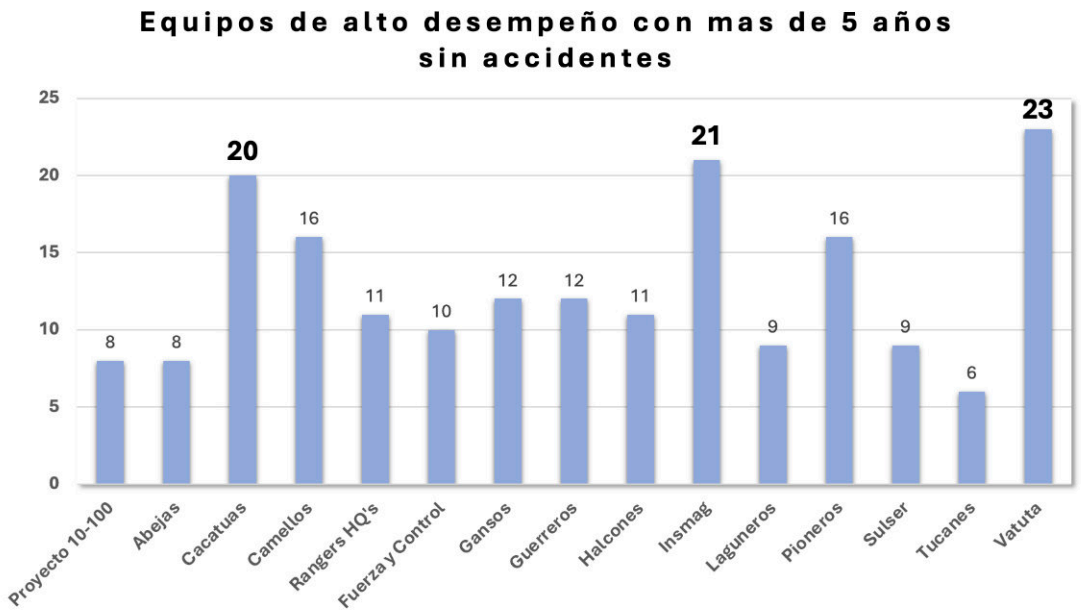

Accidentes tipo C
12
9
7
12
10
8
6
4
2
0
2022
2023
2024


Índice de Accidentabilidad
1,79
1,38
1,1
1,8
1,6
1,4
1,2
1
0,8
0,6
0,4
0,2
0
2022
2023
2024


Índice de días perdidos
0,97
0,35
0,5
1
0,9
0,8
0,7
0,6
0,5
0,4
0,3
0,2
0,1
0
2022
2023
2024


LTIFR
6,51
4,35
3,58
7
6
5
4
3
2
1
0
2022
2023
2024


TRIFR
10,22
8,22
6,51
12
10
8
6
4
2
0
2022
2023
2024



¿A DÓNDE VAMOS?

QUÍMICA DEL REY PRESENTA ESTÁNDAR DE GESTIÓN DE SEGURIDAD, SALUD OCUPACIONAL Y MEDIO AMBIENTE PARA EMPRESAS CONTRATISTAS

Como parte del compromiso con la Seguridad, se llevó a cabo la comunicación formal del **Estándar de Gestión de Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente para Empresas Contratistas en Química del Rey, con la participación del Ing. Arturo Caro Venzor, Líder de Operaciones Químicas, su equipo y dueños de empresas contratistas.**

Quirey, en coordinación con las empresas contratistas, asegurarán la implementación efectiva del estándar, definiendo de manera formal los roles, responsabilidades, acciones de control, coordinación y mejora continua.

La gestión de seguridad, salud y medio ambiente es un compromiso que debe ser reflejado en cada acción y decisión operativa, garantizando entornos de trabajo seguros, saludables y respetuosos con el entorno.

El Ing. Arturo Caro Venzor reafirmó en esta sesión que "el cuidado de nuestros contratistas y el amor por la vida de todo nuestro personal son principios que guían todas nuestras actividades. Su protección es, y seguirá siendo, nuestra más alta prioridad."

PROFUNDIZACIÓN Y FORTALECIMIENTO DE LA ESTRATEGIA DE ALTO POTENCIAL

Ampliar el portafolio de los riesgos críticos con la integración de Medio Ambiente y Salud.

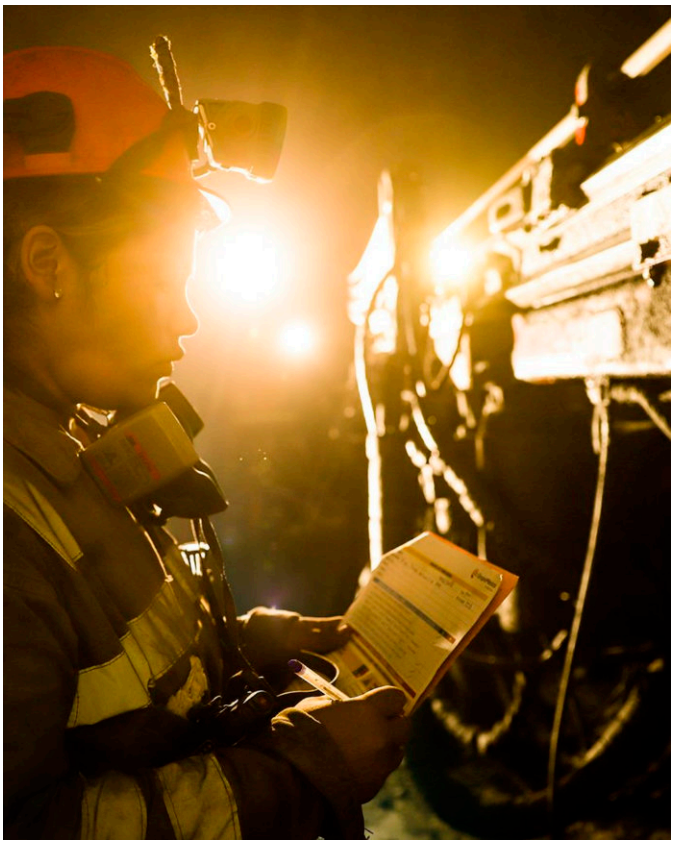
Innovación y progreso que emergen del desierto.

AMOR POR LA VIDA

PEÑOLES

METALES ESTRATÉGICOS: LA OPORTUNIDAD DE MÉXICO

Ing. Pedro Rivero



EL NUEVO PODER GLOBAL

- **El futuro se define por la gestión de los minerales críticos.**
- Las industrias primarias vuelven a ser relevantes para el futuro.
- Minerales como litio, cobalto, níquel, cobre y tierras raras son la base de la tecnología moderna.
- La minería pasó de “actividad invisible” a tema central de seguridad nacional.
- **De commodity a un bien esencial.**
- Cada sector tecnológico depende de minerales críticos.
- Estos minerales son hoy piezas clave en diplomacia, seguridad y estrategia global.
- Quien define el suministro define la velocidad del progreso.
- **Un suministro global en manos de pocos.**

  - 70%
    Cobalto. R.D. Congo

  - 60%
    Tierras raras. China

  - 50%
    Níquel. Indonesia

  - 75%
    Refinación de níquel. China

  - 75%
    Litio. Australia + Chile

LA VERDADERA FUERZA ESTÁ EN LA REFINACIÓN

- **China domina la etapa más valiosa de la cadena.**

  - Refina
    90%
    De las tierras raras

  - Refina
    60–70%
    De litio y cobalto

  - Produce
    85%
    De ánodos
    70%
    De cátodos

  - Controla
    85%
    De la producción de celdas de batería

CAMIMEX

CADENA DE VALOR, DE LA MINA A LA TECNOLOGÍA

El valor agregado está en todo el proceso en su conjunto.

1. Exploración

2. Extracción responsable

3. Procesamiento y refinación

4. Manufactura avanzada (baterías, imanes, chips)

5. Exportación y despliegue tecnológico

CASO LITIO

Australia produce...
China capitaliza.

Australia. Mayor productor de litio
Exporta. Casi todo el concentrado a China.

China. Lo refina y manufactura baterías
Captura. La mayor parte del valor estratégico.

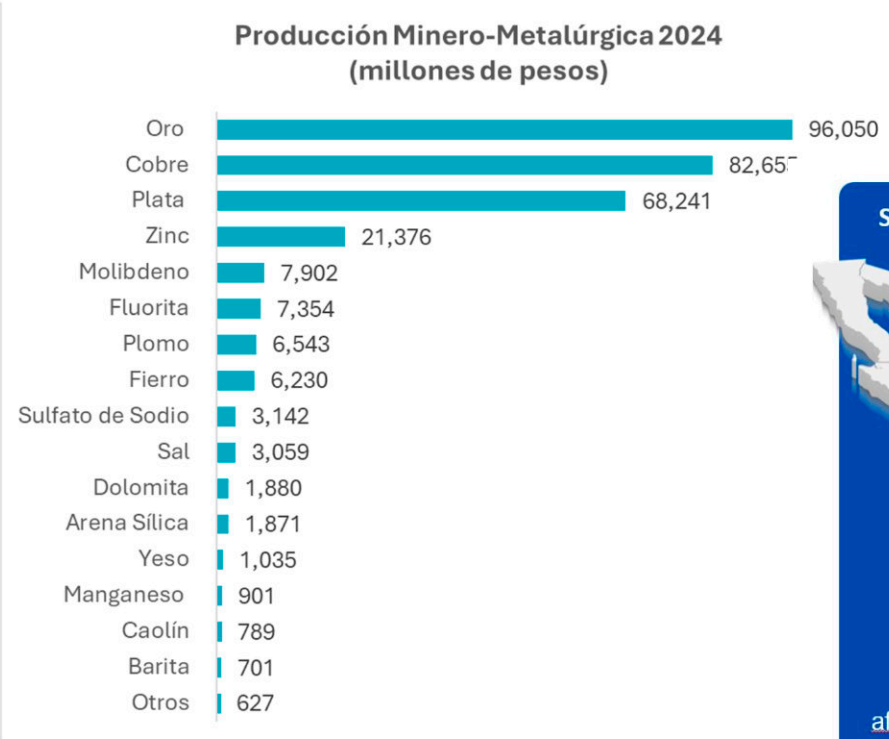
Los países que entendieron el nuevo orden mineral

China

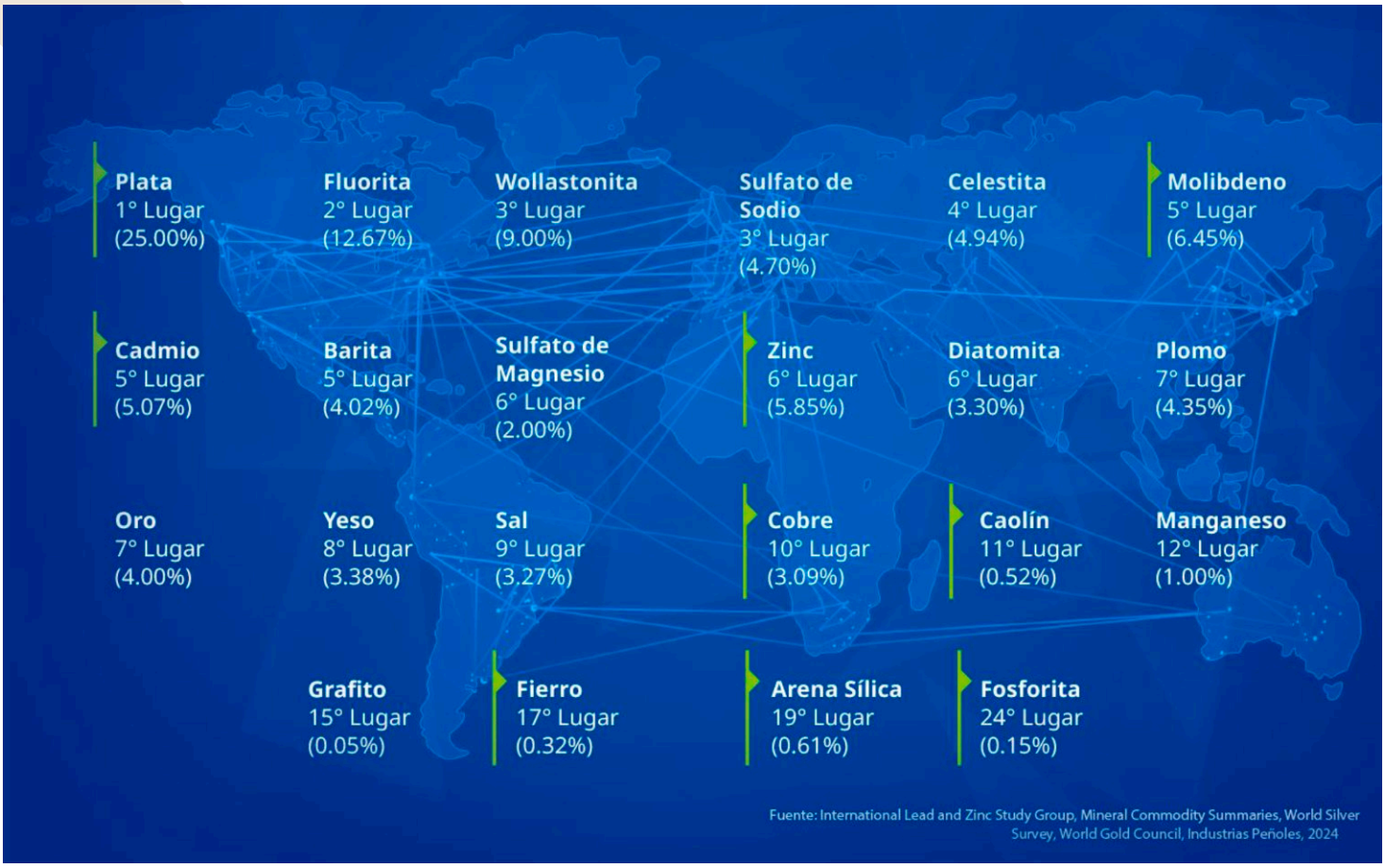
- Inversión deliberada en toda la cadena.
- Control de 2/3 de capacidad global de procesamiento de litio y cobalto (2022).

Los minerales críticos se vuelven herramientas geopolíticas

¿CÓMO ESTAMOS EN MÉXICO?



Participación de méxico en la producción minera mundial



COMERCIO DE MINERALES

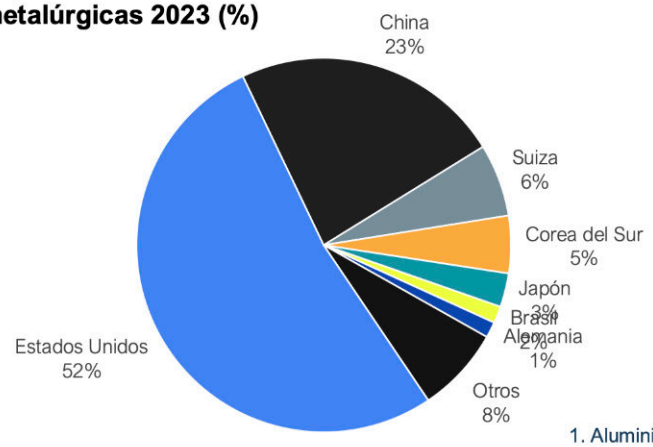
México – Norteamérica

- México es un país líder en la producción de minerales, actualmente ocupa uno de los 10 principales lugares de 16 productos.
- México es un país clave como proveedor de minerales para la región de Norteamérica, se ha consolidado como parte fundamental de importantes cadenas de suministro.
- Es posible y necesario potenciar la relevancia de México como proveedor de minerales críticos para impulsar la economía verde, y áreas de la mayor importancia en la competencia global (inteligencia artificial, alta tecnología y defensa).

Listado de minerales críticos para E.U.A

E.U.A. es el principal destino de exportaciones minero – metalúrgicas de México, con una participación del 52% del total en 2023.

Exportaciones minero - metalúrgicas 2023 (%)

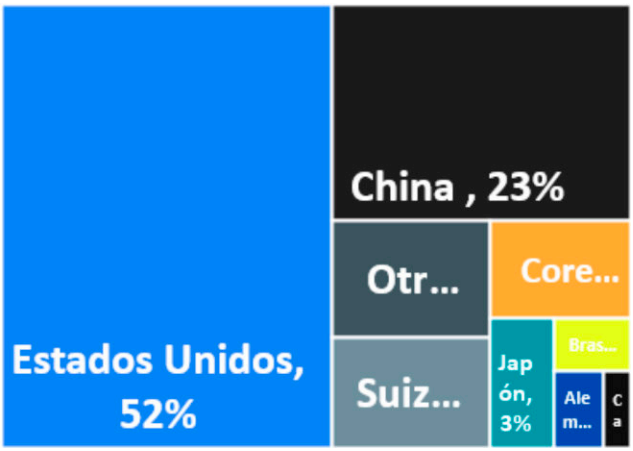


Fuente: USGS / Agencia de Energía de E.U.A. / Agencia Internacional de Energía
Nota: Los minerales señalados en negritas son del grupo de las tierras raras.

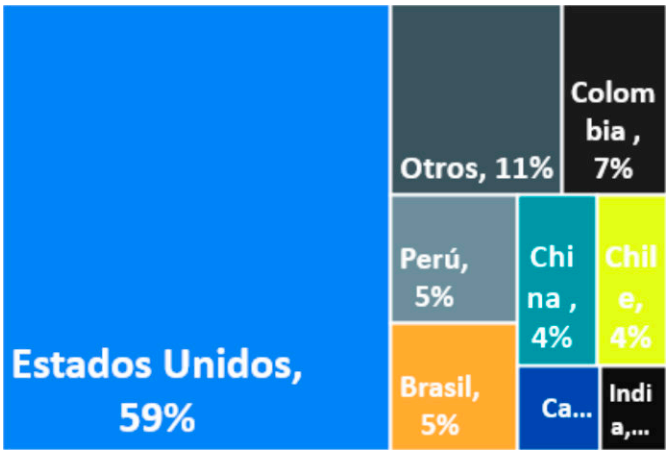
1. Aluminio (Al)
2. Antimonio (Sb)
3. Arsénico (As)
4. Barita (BaSO4)
5. Berilio (Be)
6. Bismuto (Bi)
7. Cerio (Ce)
8. Cesio (Cs)
9. Cromo (Cr)
10. Cobalto (Co)
11. Cobre (Co)
12. Disprosio (Dy)
13. Erbio (Er)
14. Europio (Eu)
15. Fluorita (CaF_2)
16. Gadolinio (Gd)
17. Galio (Ga)
18. Germanio (Ge)
19. Grafito (C)
20. Hafnio (Hf)
21. Holmio (Ho)
22. Indio (In)
23. Iridio (Ir)
24. Lantano (La)
25. Litio (Li)
26. Lutecio (Lu)
27. Magnesio (Mg)
28. Manganeso (Mn)
29. Neodimio (Nd)
30. Níquel (Ni)
31. Niobio (Nb)
32. Paladio (Pd)
33. Platino (Pt).
34. Praseodimio (Pr)
35. Rodio (Rh)
36. Rubidio (Rb)
37. Rutenio (Ru)
38. Samario (Sm)
39. Silicio (Si)
40. Escandio (Sc)
41. Tantalio (Ta)
42. Telurio (Te)
43. Terbio (Tb)
44. Tulio (Tm)
45. Estaño (Sn)
46. Titanio (Ti)
47. Tungsteno (W)
48. Vanadio (V)
49. Iterbio (Yb)
50. Itrio (Y)
51. Zinc (Zn)
52. Zirconio (Zr)

Comercio Exterior de Minerales de México por país 2023 (part. %)

Exportaciones

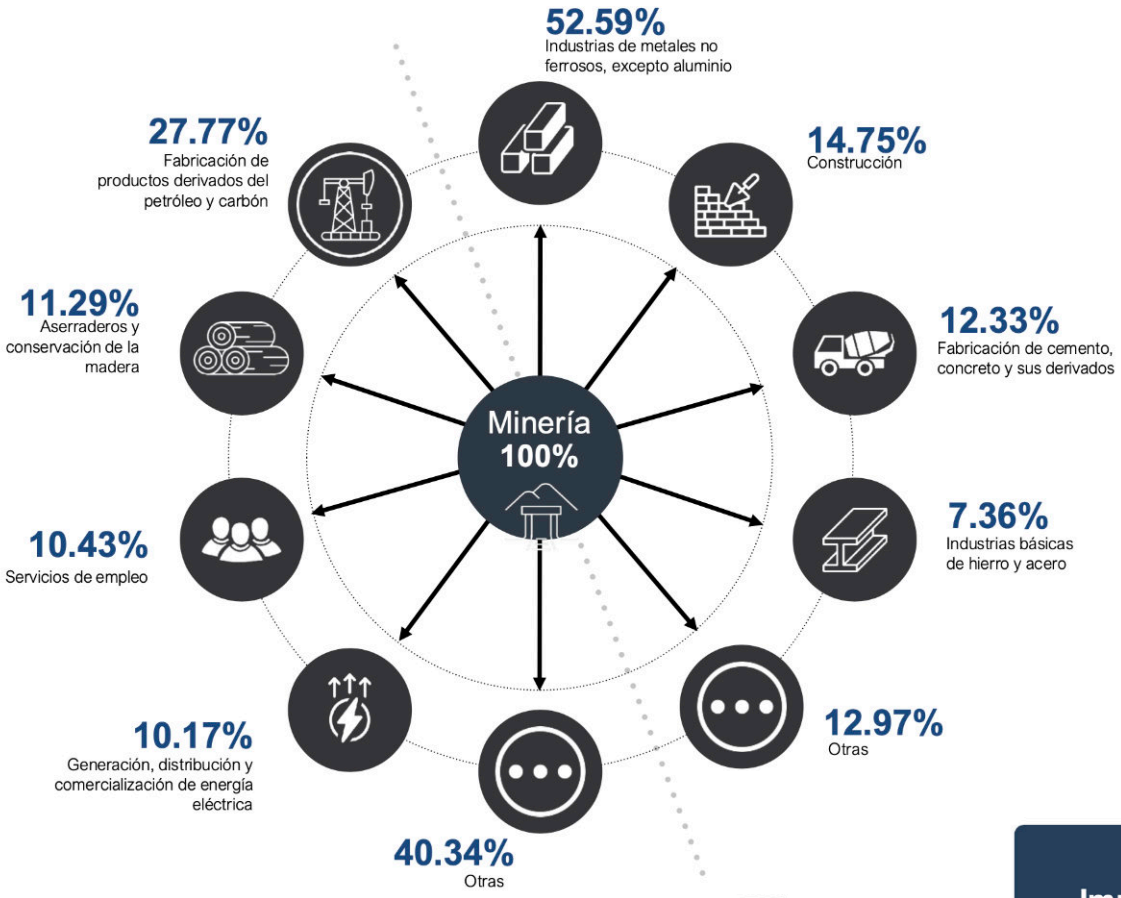


Importaciones



Fuente: INEGI, Banxico, SE.

Una industria que es el principio de muchas más



El sector minero fortalece la economía interna

- El PIB de la minería ampliada corresponde al **4.7% en 2024**
- Uso de insumos nacionales: **$115,591 millones de pesos**
- Importaciones de insumos: **$36,763 millones de pesos**

El 75% de los insumos que utiliza la minería proviene de contenido nacional, fortaleciendo a proveedores locales, dinamizando operaciones que impulsan a múltiples industrias y regiones y apoyando el Plan México.

Una industria que genera empleos de calidad

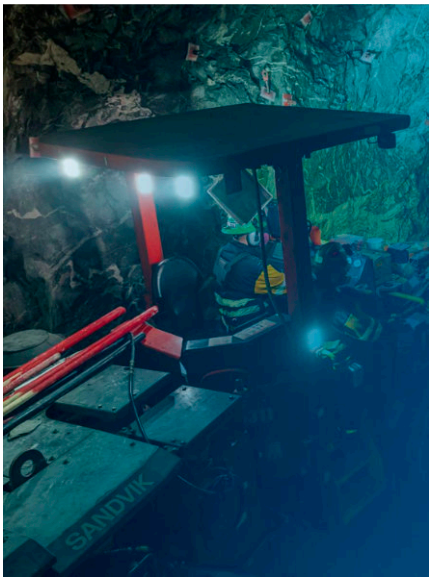
- Total de empleos directos: **416 mil**
- Empleos directos e indirectos: **3 millones**
- Remuneración media: **$18,000 mensual**

Estos empleos ofrecen una remuneración promedio de $22,518 pesos mensuales, equivalente a 3 veces el salario mínimo y superior al promedio del sector manufacturero.

Esta cifra consolida a la minería como un motor de bienestar y desarrollo social, ya que representa 9.6 veces el valor de la canasta básica alimentaria y se ubica 4.8 veces por encima de la línea de bienestar.

Una industria que aporta al país

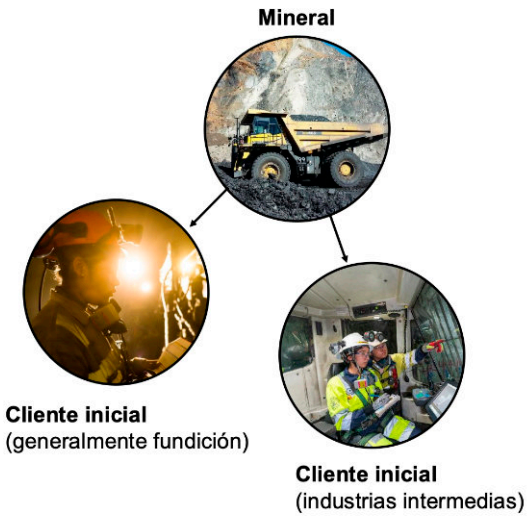
- $36,287 millones por ISR
- $9,067 millones por pago de derechos
- En total **$45,354 millones** en 2024



ENCADENAMIENTOS Y SU EFECTO EXPANSIVO

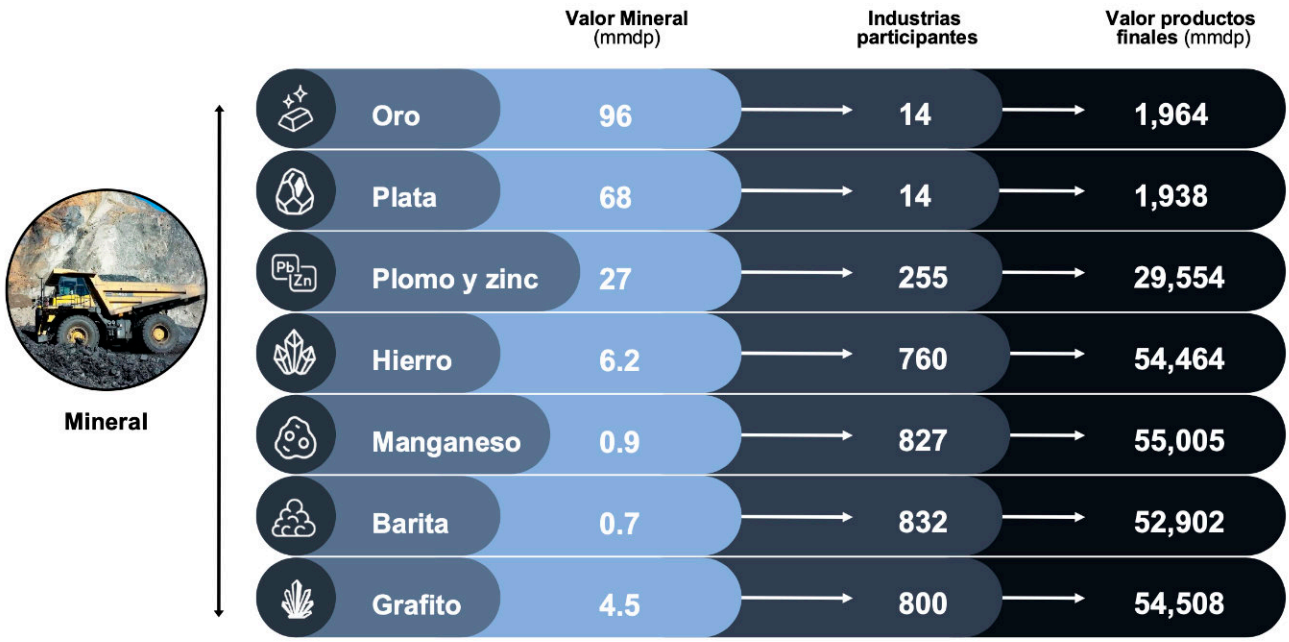
Cada mineral genera valor en cada industria que toca.

Importancia de la minería en encadenamientos industriales estratégicos



Petroquímica	2.83%	= 22,197 MDP
Eléctrica	4.93%	= 57,620 MDP
Cómputo	1.58%	= 2,080 MDP
Electrónica	22.08%	= 40,973 MDP
Automotriz	2.8%	= 76,461 MDP

Fuente: INEGI.

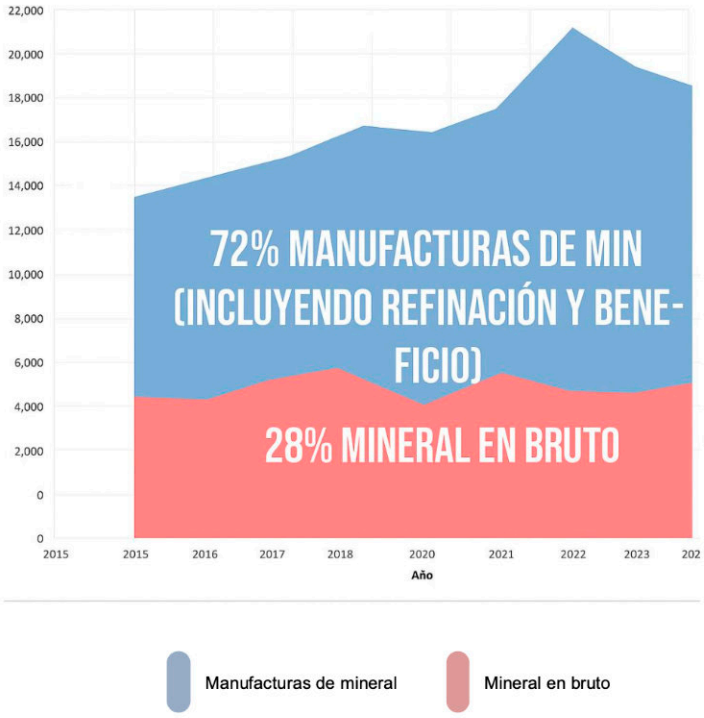


Fuente: INEGI.

Cadena de valor de las exportaciones de minería mexicana con América del Norte

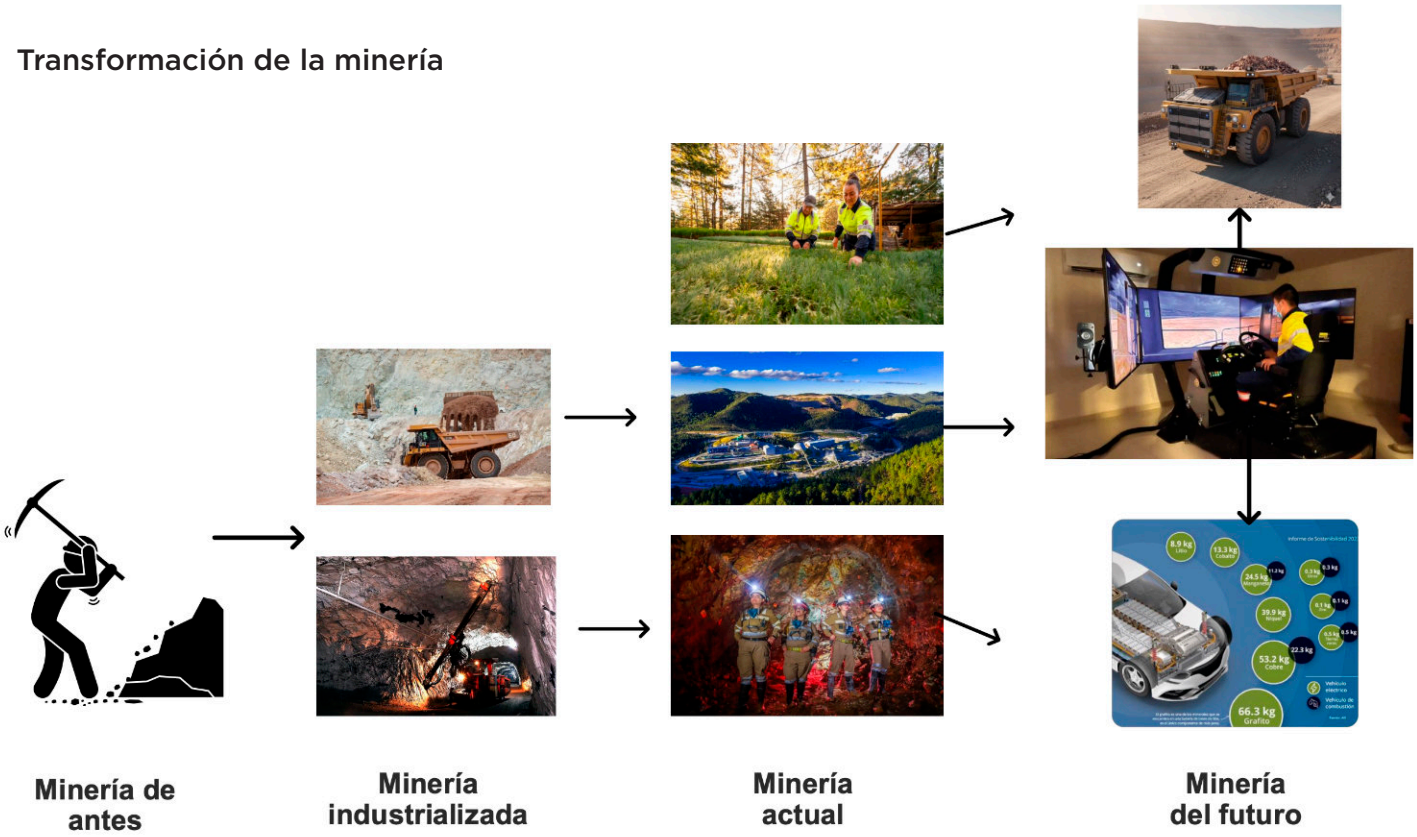
México ha consolidado una estructura exportadora diversificada, donde las manufacturas derivadas de minerales ocupan una posición importante.

Proporción de las exportaciones de minerales y manufacturas de minerales (2023)



Fuente: elaboración propia con datos de COMTRADE (2025) y CAMIMEX (2025)

Transformación de la minería



Futuro de la minería

Equipo que permite monitorear y operar minas y a los mineros de forma remota desde Centros Integrados de operaciones, elevando la seguridad, eficiencia y continuidad operativa.

Los datos **predictivos** en tiempo real, gemelos digitales y algoritmos optimizan recursos, reducen costos y permiten anticipar fallas y riesgos.

Software que fortalece el cumplimiento ESG y posiciona a la minería en México para competir globalmente con mejores estándares de costo, sostenibilidad y confiabilidad, atrayendo más inversión.

La nueva geopolítica exige que México redefina su estrategia minera y fortalezca su marco regulatorio para posicionarse como un actor clave en su producción, industrialización y valor agregado para el país, sus comunidades y la región de Norteamérica.

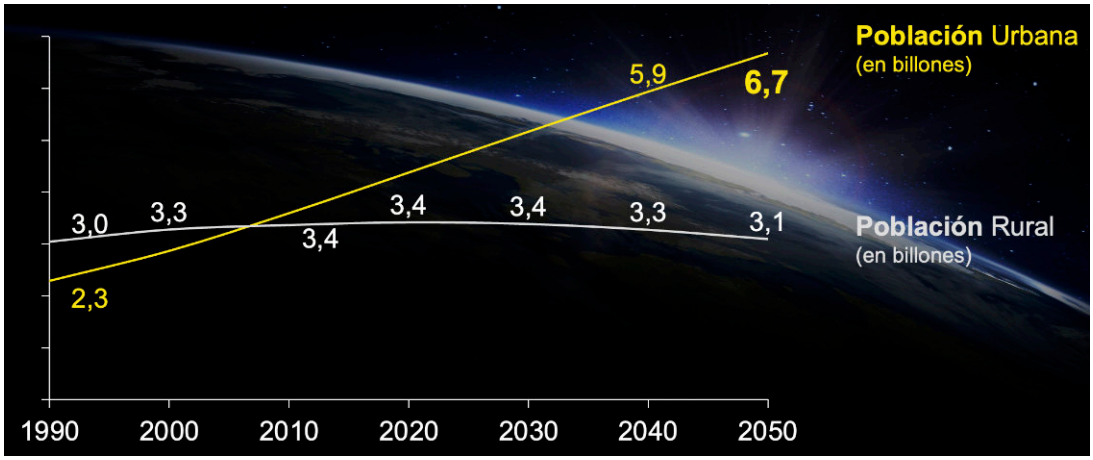
La próxima revolución minera: Inteligencia en acción

Ing. Osvaldo Travieso Manso, Socio Analítica Avanzada, Consulting | EY Chile

EL FUTURO DE LA MINERÍA ES:

1. Segura
2. Sustentable
3. Rentable

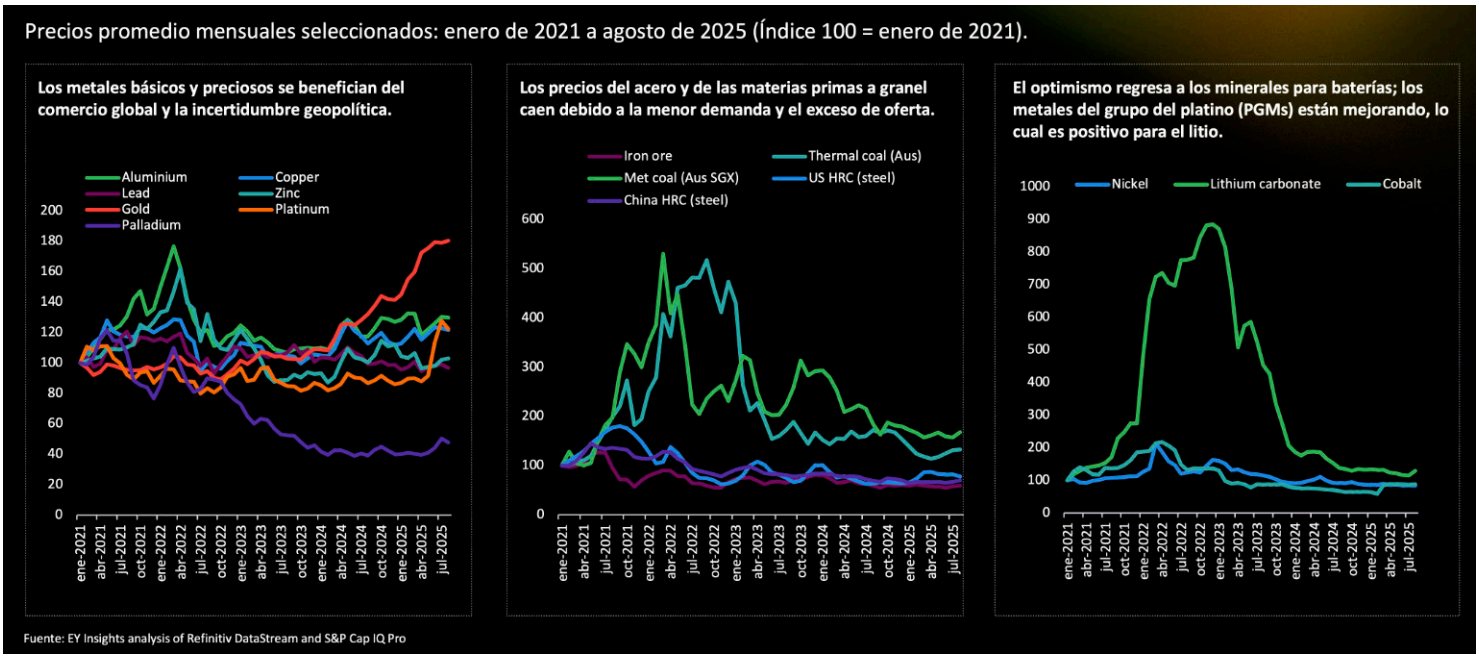
Se espera que la población mundial alcance los 9.800 millones en 2050



El mercado mundial de la minería es de 3.3 trillones de dólares al año

10 cosas que comprar con 3.3 trillones

Los precios son generalmente positivos, pero la incertidumbre está generando algunas respuestas interesantes a medida que disminuyen los apetitos de riesgo.



Agotamiento de recursos/reservas

La inminente escasez de suministro debería ser un catalizador para la innovación.

Se requiere una inversión de US$ 5,4 trillones para mantener y expandir las instalaciones mineras y de procesamiento a nivel global.

El declive en las leyes de mineral continúa aumentando la complejidad, elevando los costos y reduciendo la productividad.

Extender la vida útil de la mina requiere compromisos de capital masivos y, a menudo, aprobaciones complejas.

Necesitamos identificar recursos adicionales, pero los presupuestos de exploración han disminuido 3% a US$ 12,5 mil millones. ¿Es esto una preservación de efectivo en tiempos inciertos o falta de confianza?

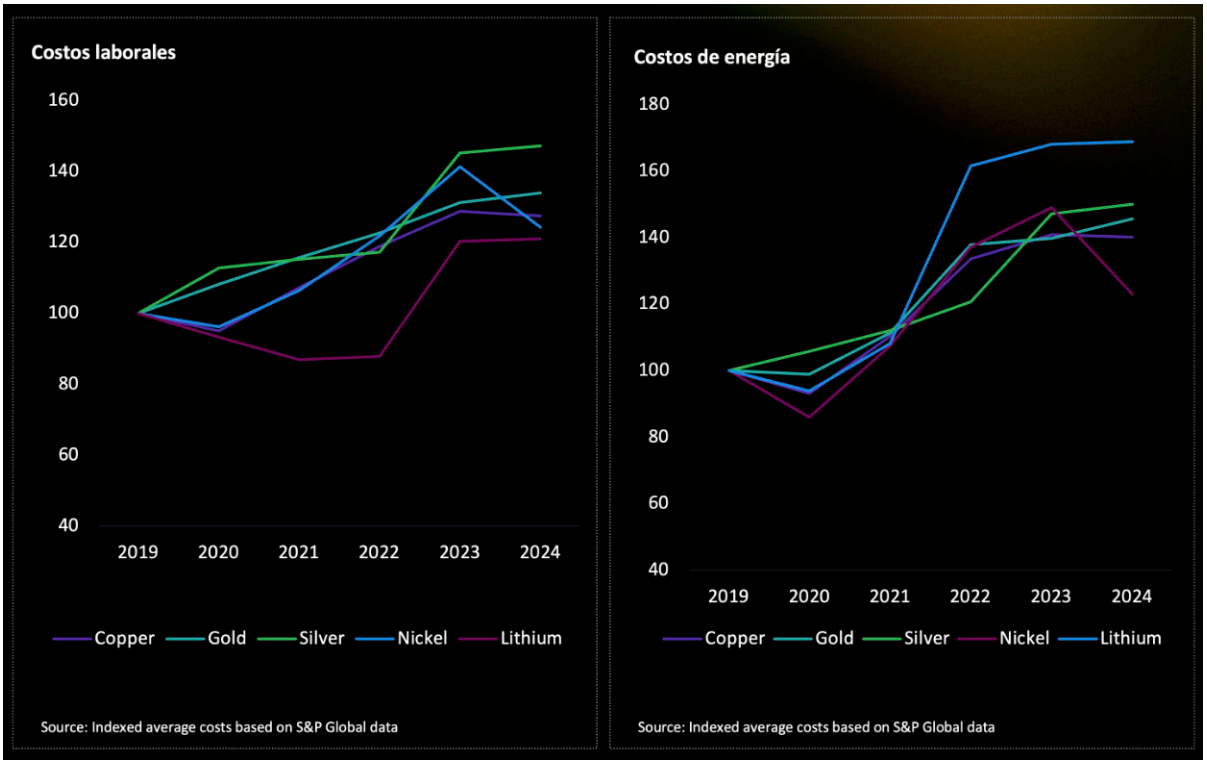
Oportunidades para aumentar las reservas

- Exploración acelerada
- Innovación tecnológica
- Asociaciones y joint ventures
- Adquisiciones estratégicas
- De desecho a valor
- Nuevas fronteras: minería ultra profunda

Aumento de costos y productividad

El aumento del costo de las operaciones exige soluciones urgentes de productividad.

- La productividad sigue siendo baja y la variedad de cuellos de botella que impactan el rendimiento se ha intensificado debido a la complejidad
- La productividad de extremo a extremo sigue siendo un desafío.
- Aunque la inflación aparentemente está bajo control, los costos persistentemente altos en energía y mano de obra significan que no ha habido un alivio
- El aumento de regalías e impuestos ha ejercido una mayor presión sobre los márgenes, junto con los costos de logística y transporte

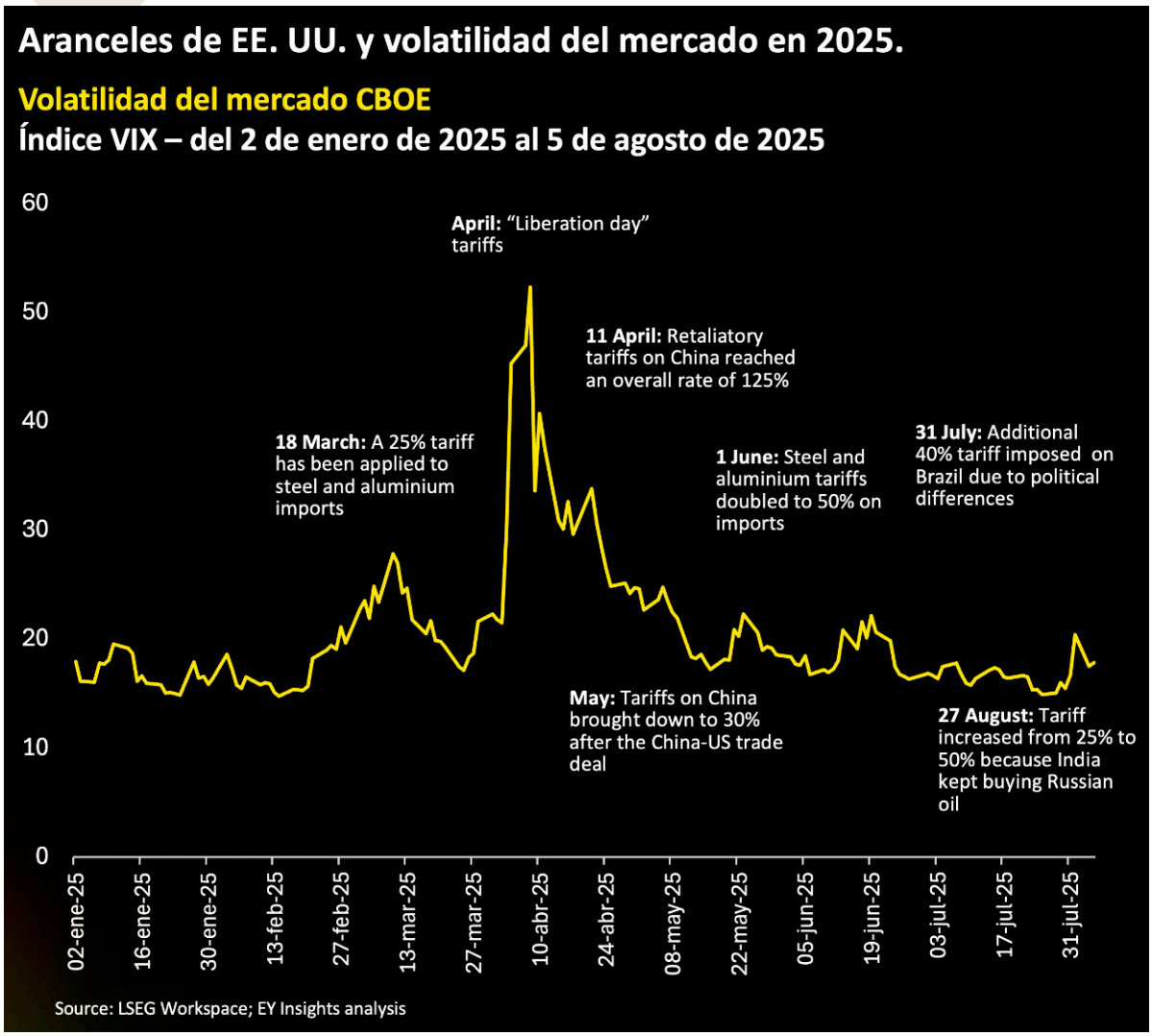


Geopolítica

El aumento de las barreras comerciales amenaza el suministro y el crecimiento.

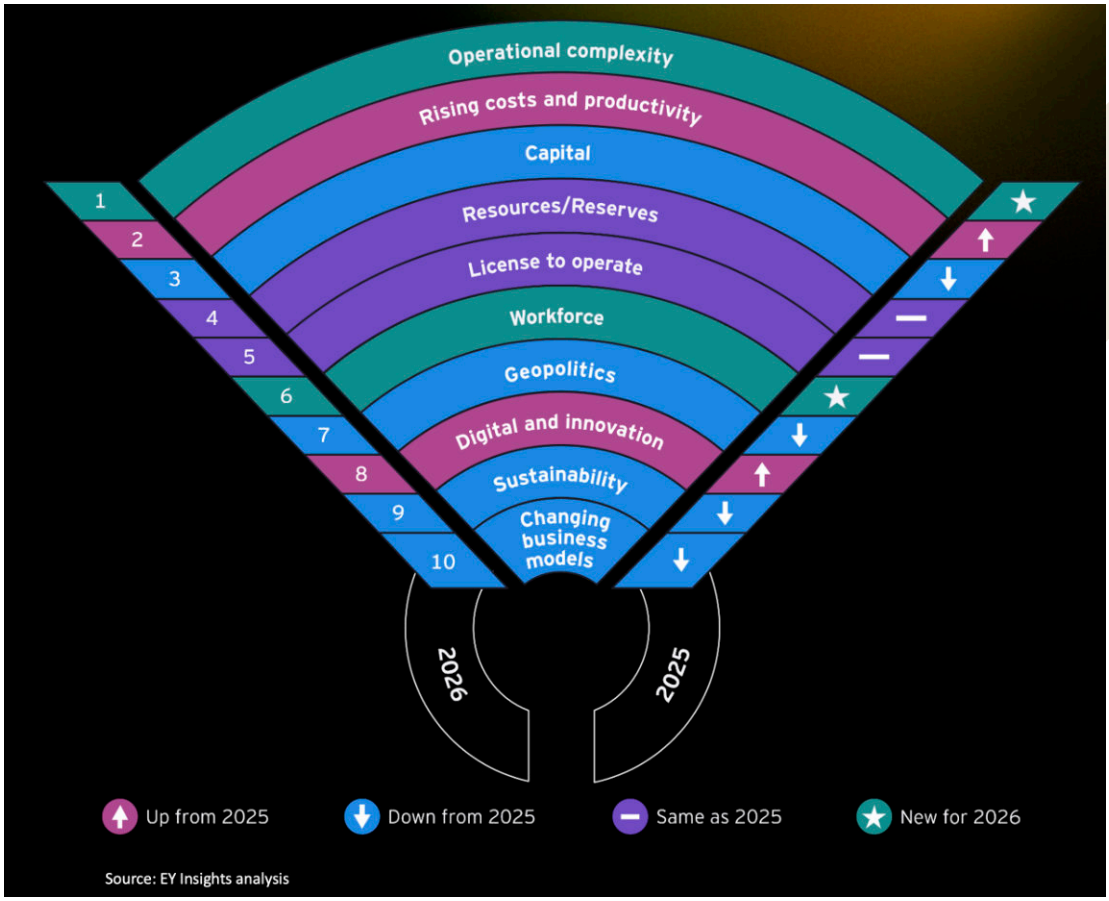
- La demanda de minerales no se trata solo de la transición energética; también se reconoce que los minerales son críticos para los sectores de defensa y tecnología.
- Los gobiernos están compitiendo cada vez más por controlar la minería y el procesamiento a nivel nacional para garantizar el suministro de minerales y metales estratégicos.
- Se han implementado aranceles y contramedidas entre EE. UU. y lugares como China, la UE y Canadá.

- Aranceles de la Sección 232 del 50% sobre el acero, el aluminio y ciertos productos de cobre semielaborados y derivados.
- Sin embargo, los aranceles no son los únicos cambios. Vemos que el nacionalismo de recursos influye en las políticas fiscales y la fijación de precios del carbono se utiliza como una herramienta económica para gobiernos con restricciones fiscales.
- Los cambios en los flujos comerciales pueden alterar el poder geopolítico.



Los 10 principales riesgos y oportunidades para 2026

- Aumento del enfoque en el riesgo operativo para satisfacer con éxito la demanda futura mientras se preserva el capital
- La agenda de capital cambiante y la creación de valor a largo plazo a través de ecosistemas colaborativos
- La inflación ha vuelto a la normalidad, pero los costos de energía y mano de obra se mantienen en niveles históricos, lo que requiere un enfoque en la productividad
- La geopolítica volátil hace que las relaciones estratégicas con gobiernos y comunidades sean vitales

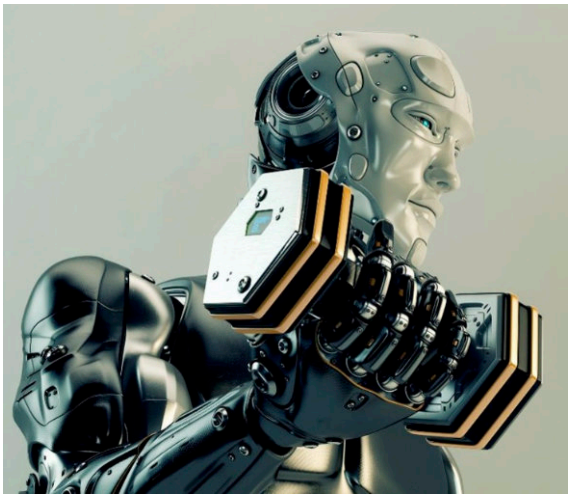


MÁS RÁPIDO, MÁS ALTO, MÁS FUERTE

Cuatro factores competitivos

Automatización

La automatización destruirá 75 millones de trabajos en USA... y creará 135 millones



50%
de los trabajos pueden automatizarse con las tecnologías actuales “enterprise grade”

15%
de los puestos de trabajo en Hispanoamérica se automatizarán durante los próximos 5 años

79%
de las grandes empresas de Hispanoamérica han lanzado programas de automatización

Gestión Integrada de Operaciones

Niveles de gestión integrada

1. Muchos países han comprometido huellas de carbón más bajas para 2040. Esto creará presión por tecnologías más sustentables
2. Equipos eléctricos serán probablemente el estándar de la industria y serán más pequeños y baratos de mantener
3. El trabajo con las comunidades será aun más intenso y la LTO será el factor clave en nuevos proyectos de inversión

Esto podrá crear productos diferenciados según impacto y por lo tanto precios diferenciados

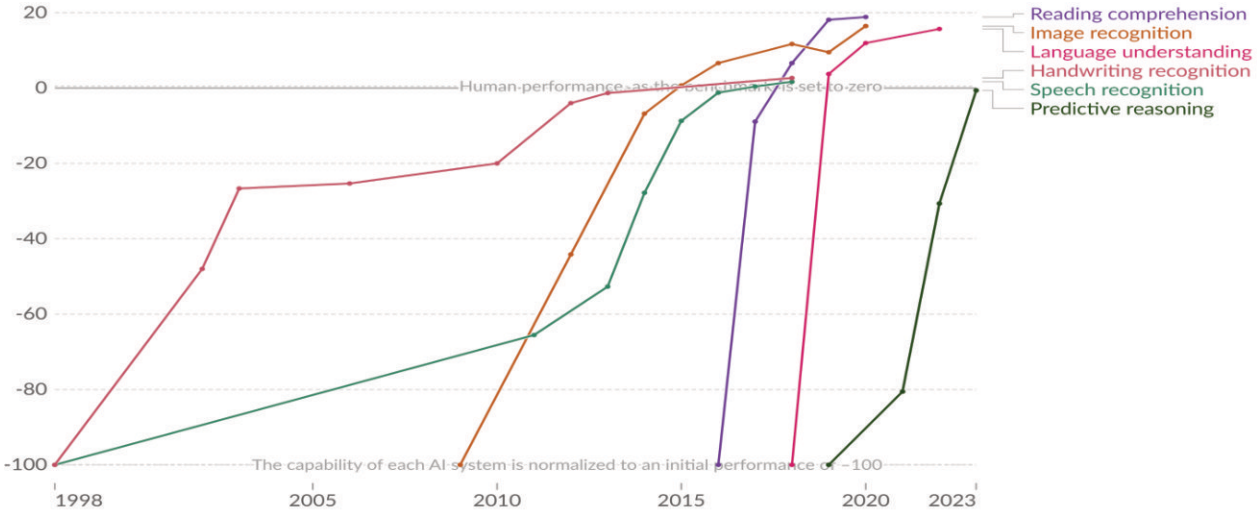
Data is the new oil
- Clive Humby

La inteligencia artificial general será el último gran invento de la humanidad
- Zack Kass. OpenIA

Test scores of AI systems on various capabilities relative to human performance

Our World in Data

Within each domain, the initial performance of the AI is set to −100. Human performance is used as a baseline, set to zero. When the AI's performance crosses the zero line, it scored more points than humans.

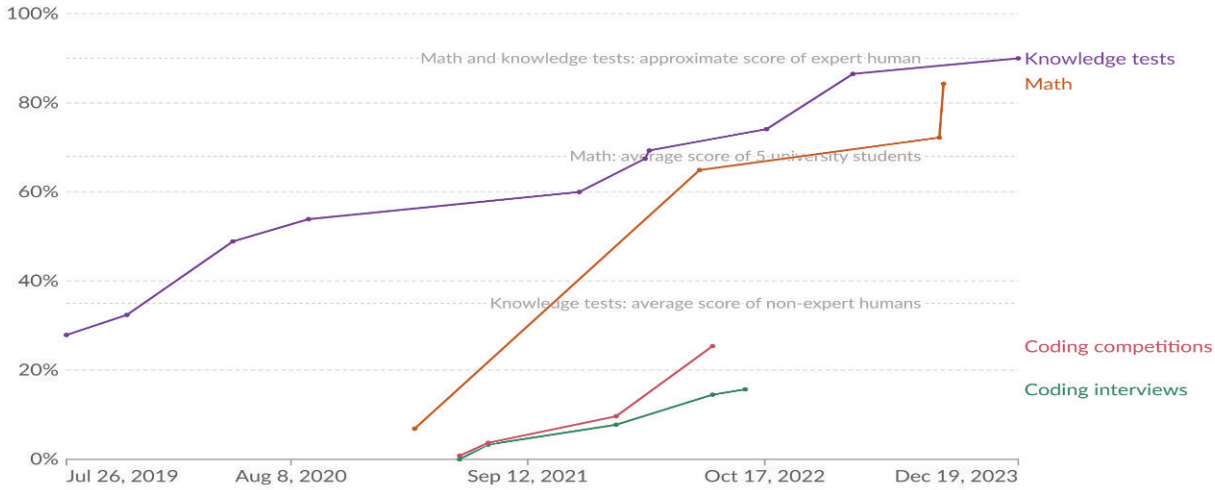


Data source: Kiela et al. (2023) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY
Note: For each capability, the first year always shows a baseline of −100, even if better performance was recorded later that year.

Top performing AI systems in coding, math, and language-based knowledge tests

Our World in Data

Coding performance is measured with the APPS benchmark[1]; math performance with the MATH benchmark[2]; and language-based knowledge tests with the MMLU benchmark[3].

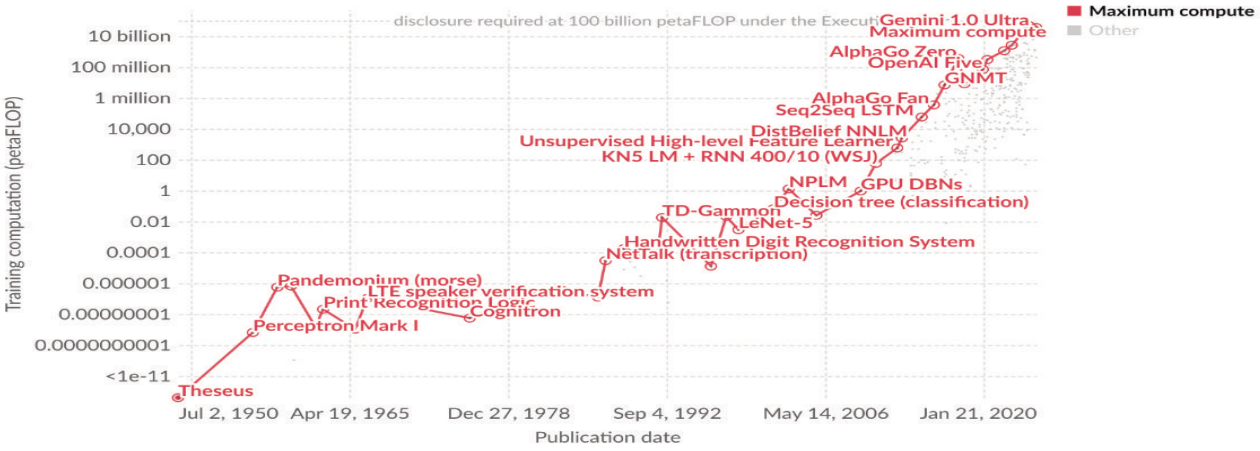


Data source: Papers with Code (2024) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY
Note: Performance on these benchmarks should not be compared directly as they use different performance metrics and test different skills.

Computation used to train notable artificial intelligence systems

Our World in Data

Computation is measured in total petaFLOP, which is 10^{15} floating-point operations[1]. Estimated from AI literature, albeit with some uncertainty. Estimates are expected to be accurate within a factor of 2, or a factor of 5 for recent undisclosed models like GPT-4.



Data source: Epoch (2024) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY

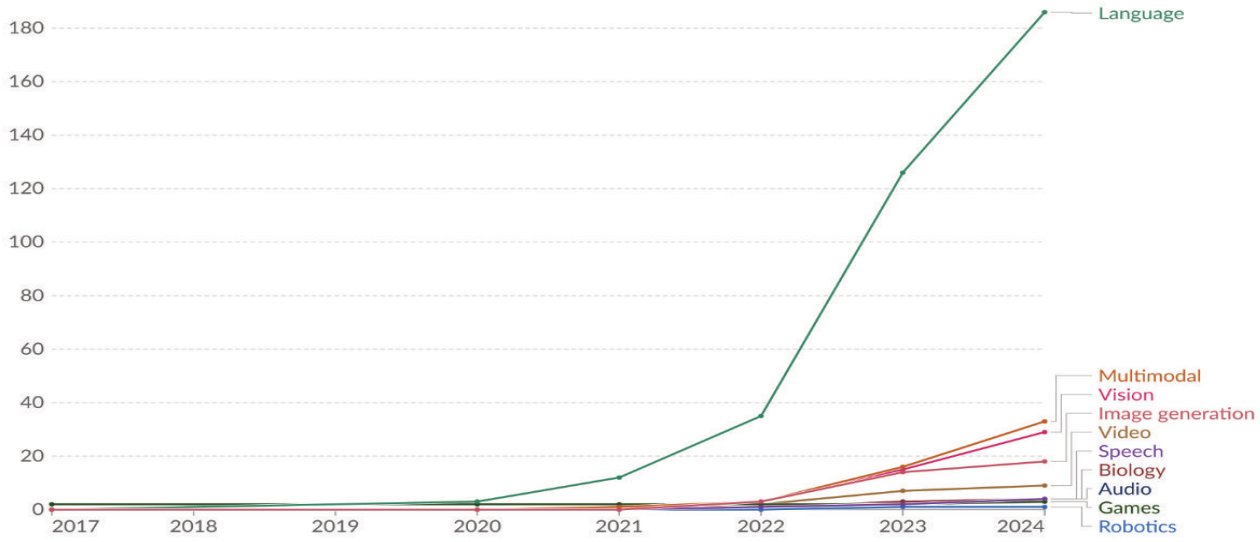
Note: The Executive Order on AI refers to a directive issued by President Biden on October 30, 2023, aimed at establishing guidelines and standards for the responsible development and use of artificial intelligence within the United States.

1. Floating-point operation: A floating-point operation (FLOP) is a type of computer operation. One FLOP represents a single arithmetic operation involving floating-point numbers, such as addition, subtraction, multiplication, or division.

Cumulative number of large-scale AI models by domain since 2017

Our World in Data

Describes the specific area, application, or field in which a large-scale AI model is designed to operate. The 2024 data is incomplete and was last updated 16 August 2024.



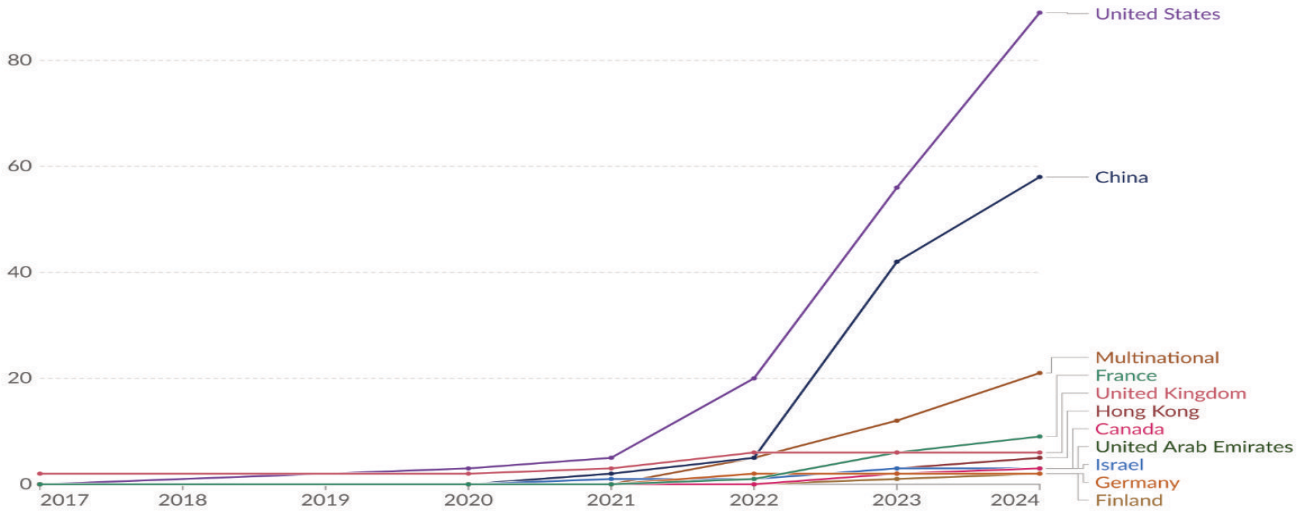
Data source: Epoch (2024) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY

Note: The source defines AI models as "large-scale" when their training compute is confirmed to exceed 10^{23} floating-point operations[1].

1. Floating-point operation: A floating-point operation (FLOP) is a type of computer operation. One FLOP represents a single arithmetic operation involving floating-point numbers, such as addition, subtraction, multiplication, or division.

Cumulative number of large-scale AI systems by country since 2017

Refers to the location of the primary organization with which the authors of a large-scale AI systems are affiliated.
The 2024 data is incomplete and was last updated 16 August 2024.

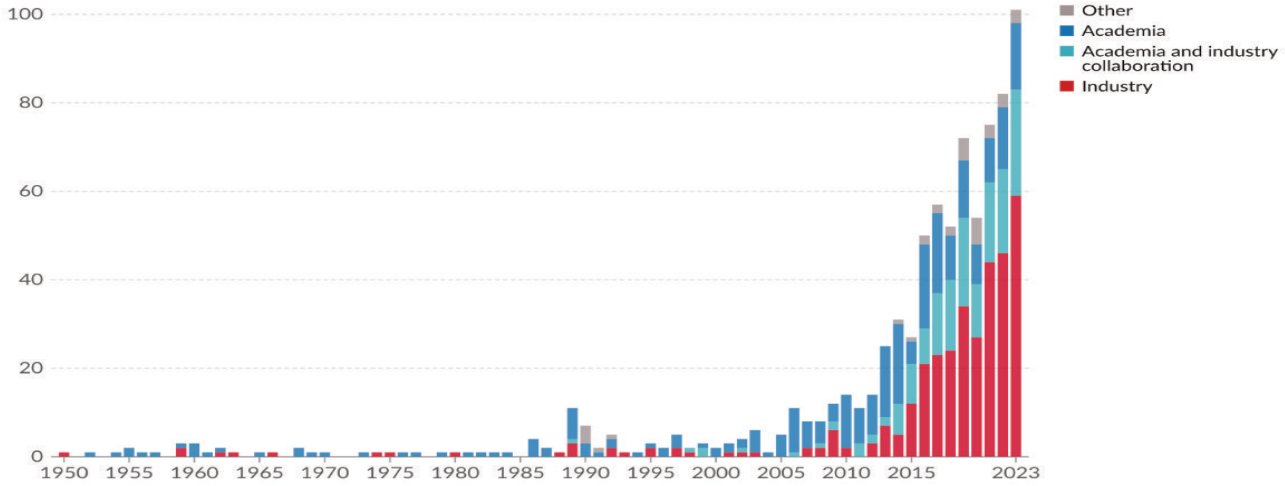


Data source: Epoch (2024) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY
Note: The source defines AI models as "large-scale" when their training compute is confirmed to exceed 10^{23} floating-point operations[1].

1. Floating-point operation: A floating-point operation (FLOP) is a type of computer operation. One FLOP represents a single arithmetic operation involving floating-point numbers, such as addition, subtraction, multiplication, or division.

Affiliation of research teams building notable AI systems, by year of publication

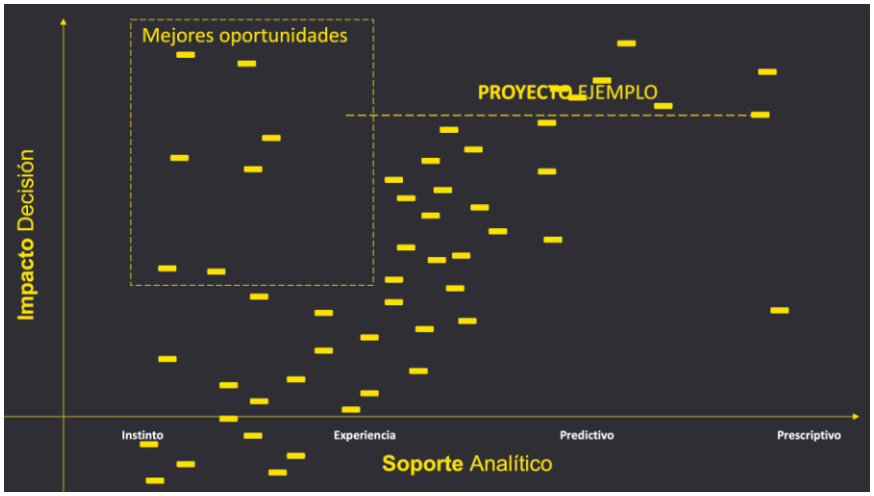
Describes the sector where the authors of a notable AI system have their primary affiliations.



Data source: Epoch (2024) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY
Note: A research collective is a group of AI researchers not organized under an academic or industry affiliation. Systems are defined as "notable" by the authors based on several criteria, such as advancing the state of the art or being of historical importance.

IA = Mejores decisiones de negocio

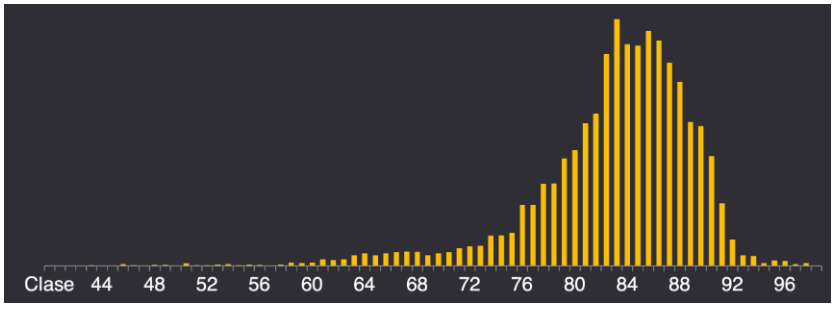
Decisiones



AUMENTO DE RECUPERACIÓN DE CU

Inteligencia Artificial

Recuperación de Cobre (flotación)

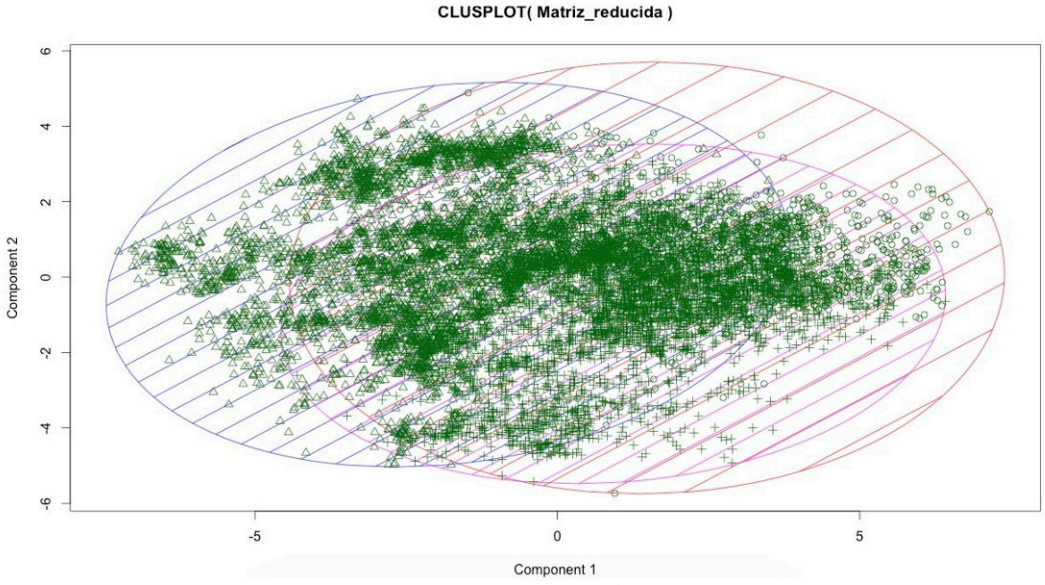


Variables de flotación

Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.1	Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1ra Limpieza.16	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 2do Barrido.9
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.2	Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1ra Limpieza.17	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 2do Barrido.10
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.3	Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1ra Limpieza.21	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 2do Barrido.11
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.4	Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1ra Limpieza.18	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 2do Barrido.12
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.5	Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1ra Limpieza.19	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 2do Barrido.13
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.6	Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1ra Limpieza.20	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 2do Barrido.14
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.7	Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1ra Limpieza.22	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1er Barrido.15
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.8	Flotacion.Aire [m3/hr].Columnas.Col 1	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1er Barrido.16
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.9	Flotacion.Aire [m3/hr].Columnas.Col 2	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1er Barrido.17
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.10	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.1	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1er Barrido.21
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.11	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.2	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1er Barrido.18
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion Primaria.12	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.3	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1er Barrido.19
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1er Barrido.1	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.4	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1er Barrido.20
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1er Barrido.2	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.5	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1er Barrido.22
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1er Barrido.3	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.6	Flotacion.Nivel [%].Columnas.Col 1
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1er Barrido.5	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.7	Flotacion.Nivel [%].Columnas.Col 2
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1er Barrido.6	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.8	Flotacion.Nivel [%].pH [psi] L-1
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1er Barrido.7	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.9	Flotacion.Nivel [%].pH [psi] L-2
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 2do Barrido.9	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.10	Flotacion.Control de pH cajon 3311-CAJ-001
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 2do Barrido.10	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.11	Flotacion.[ton/hr].Tonelaje
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 2do Barrido.11	Flotacion.Nivel [%].Flotacion Primaria.12	Flotacion.[%].Nivel Cajon Concentrado Remolienda
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 2do Barrido.12	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1ra Limpieza.1 - 2	Flotacion.[%].Nivel Cajon 331-CAJ-001
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 2do Barrido.13	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1ra Limpieza.3	Flotacion.[%].Nivel Cajon 002
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 2do Barrido.14	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1ra Limpieza.5 - 6	Flotacion.[A].Corriente.3321.MVX_001AI.DACA_IP.PV
Flotacion.Aire [m3/hr].Flotacion 1ra Limpieza.15	Flotacion.Nivel [%].Flotacion 1ra Limpieza.7	Flotacion.[A].Corriente.3321.MVX_002AI.DACA_IP.PV

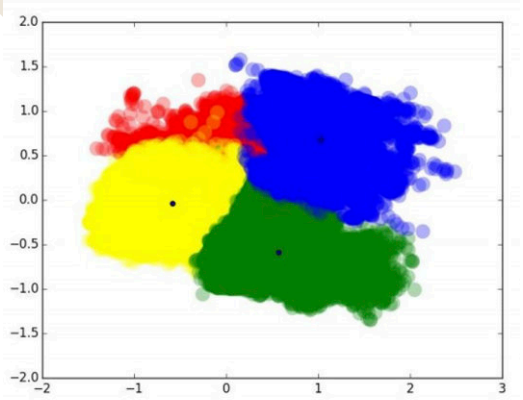
Ejemplo completo

La estrategia – Algoritmos no supervisados

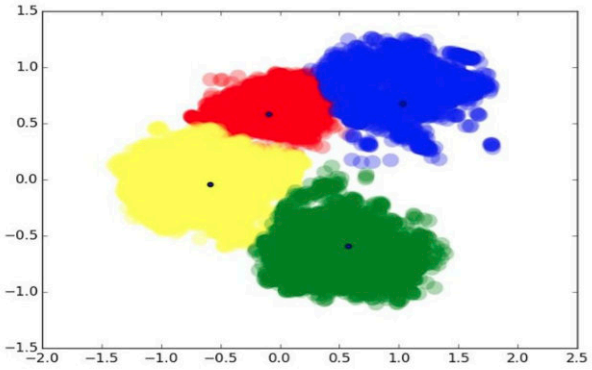


Ejemplo completo

K-means con distancias de mahalanobis



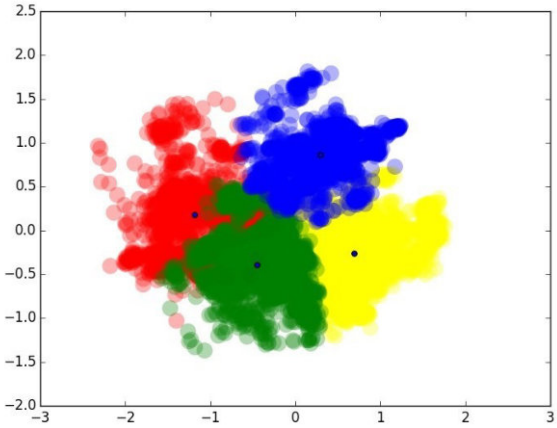
Condiciones Operacionales

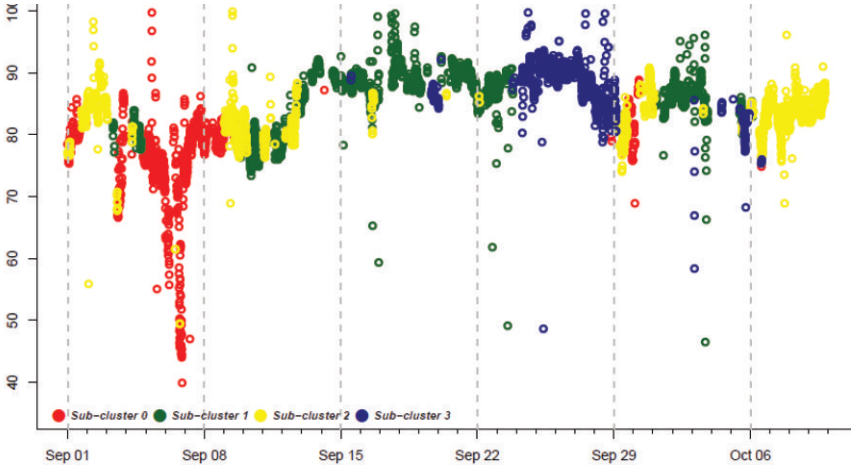


Settings Operacionales

Ejemplo completo

Nuevamente cuatro cluster





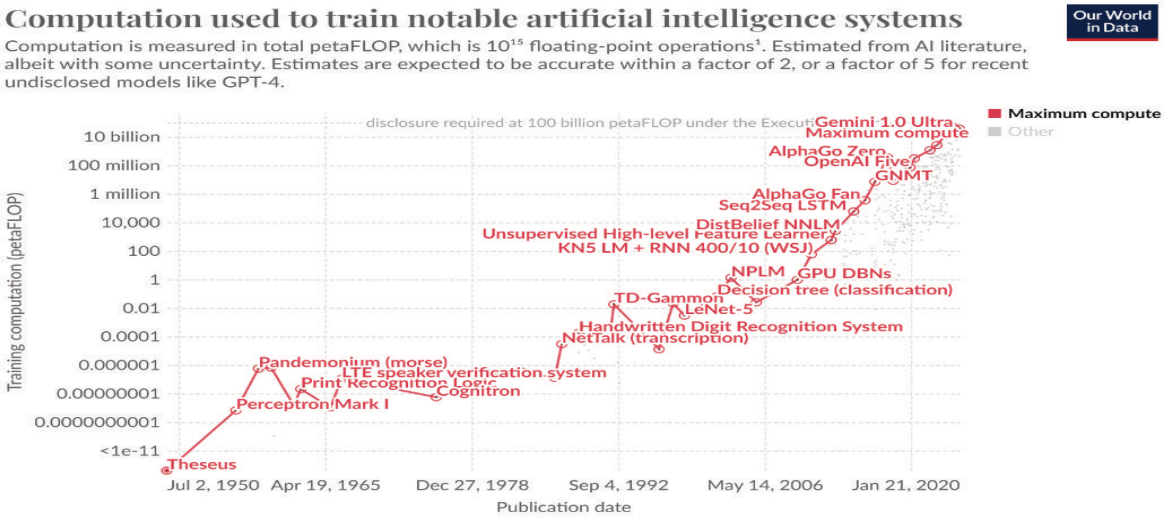
Variables de flotación

Tabla 1: Frecuencia en que se toma la decisión

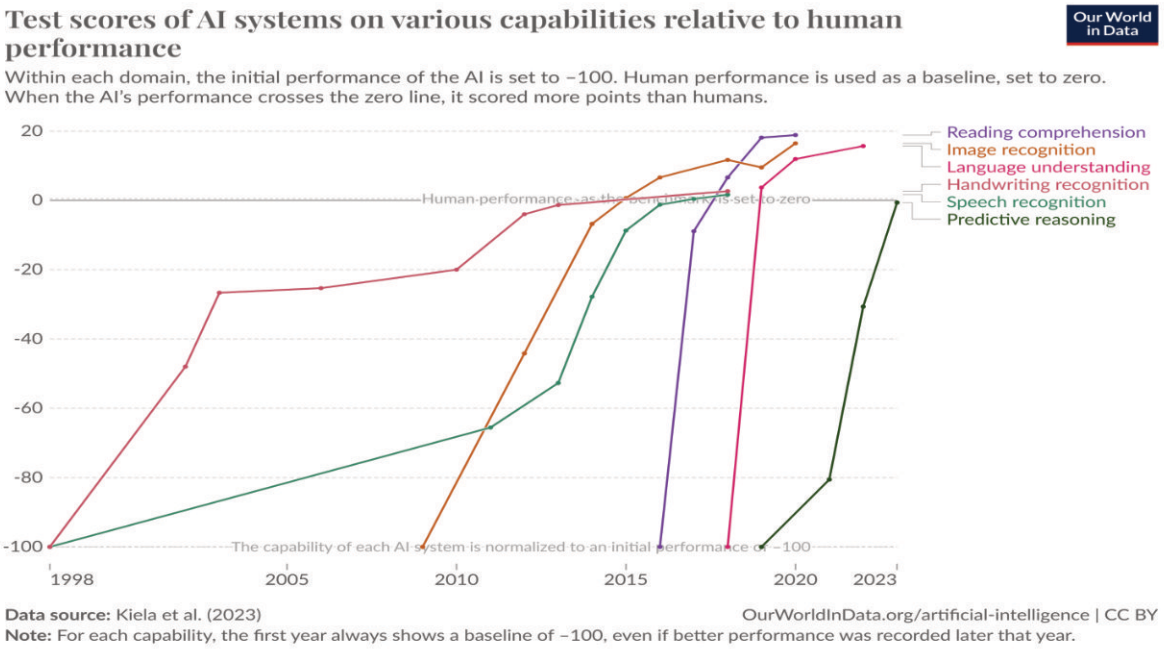
	Setting 1	Setting 2	Setting 3	Setting 4
Condición Operacional 1	75	227	117	794
Condición Operacional 2	614	495	798	108
Condición Operacional 3	334	1.546	556	279
Condición Operacional 4	82	48	94	0

Tabla 2: Consecuencias de la decisión (recuperación promedio)

	Setting 1	Setting 2	Setting 3	Setting 4
Condición Operacional 1	83 %	71 %	86 %	89 %
Condición Operacional 2	76 %	83 %	81 %	83 %
Condición Operacional 3	75 %	87 %	83 %	92 %
Condición Operacional 4	80 %	78 %	81 %	NA



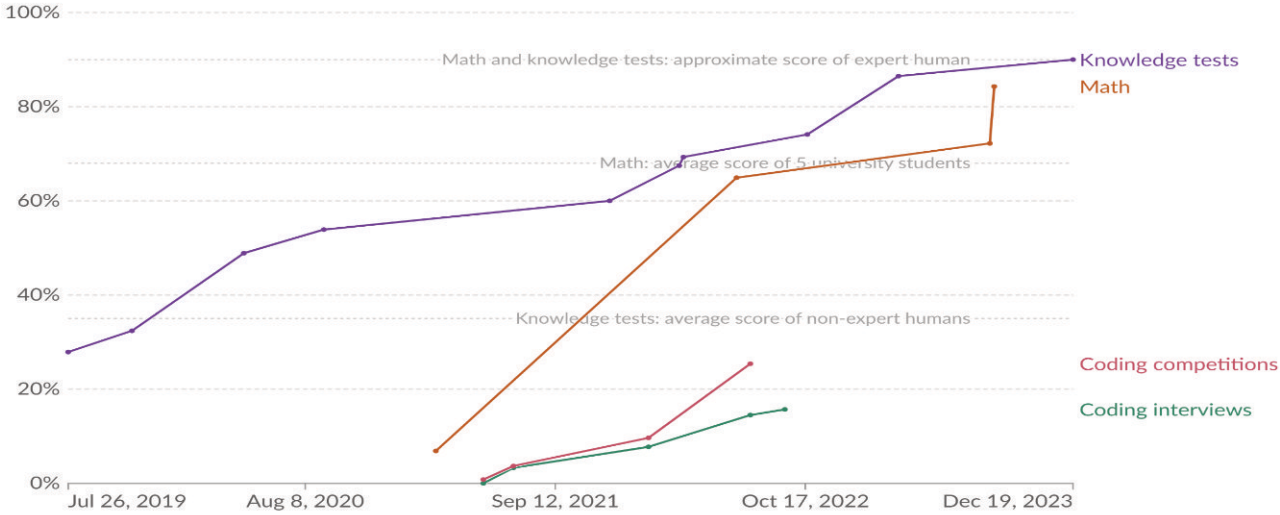
1. **Floating-point operation**: A floating-point operation (FLOP) is a type of computer operation. One FLOP represents a single arithmetic operation involving floating-point numbers, such as addition, subtraction, multiplication, or division.



Top performing AI systems in coding, math, and language-based knowledge tests

Our World in Data

Coding performance is measured with the APPS benchmark[1]; math performance with the MATH benchmark[2]; and language-based knowledge tests with the MMLU benchmark[3].



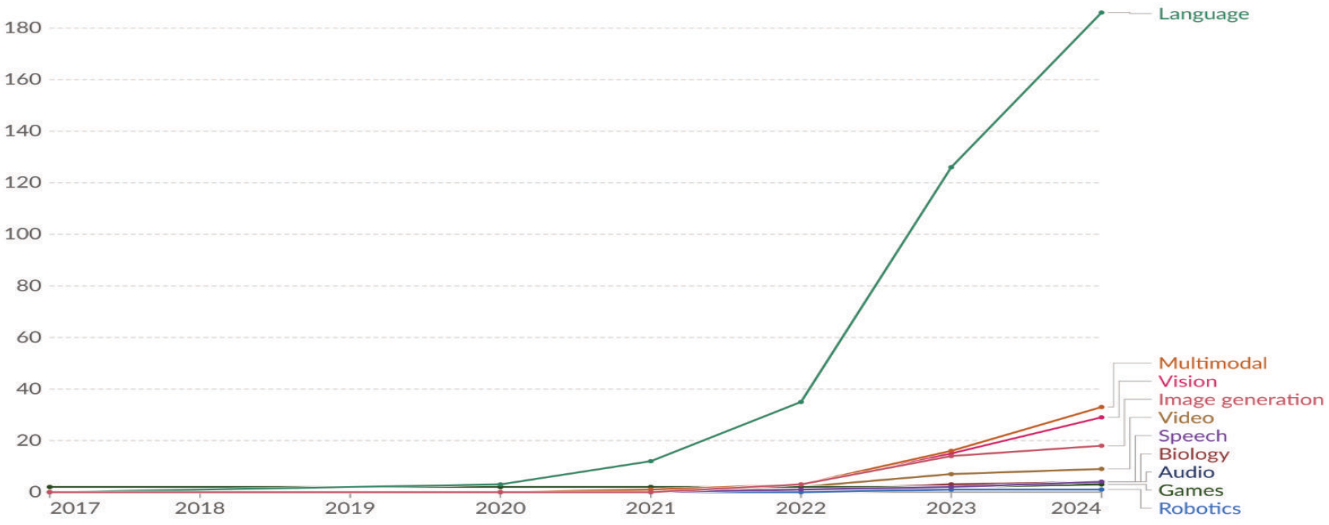
Data source: Papers with Code (2024) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY

Note: Performance on these benchmarks should not be compared directly as they use different performance metrics and test different skills.

Cumulative number of large-scale AI models by domain since 2017

Our World in Data

Describes the specific area, application, or field in which a large-scale AI model is designed to operate. The 2024 data is incomplete and was last updated 16 August 2024.



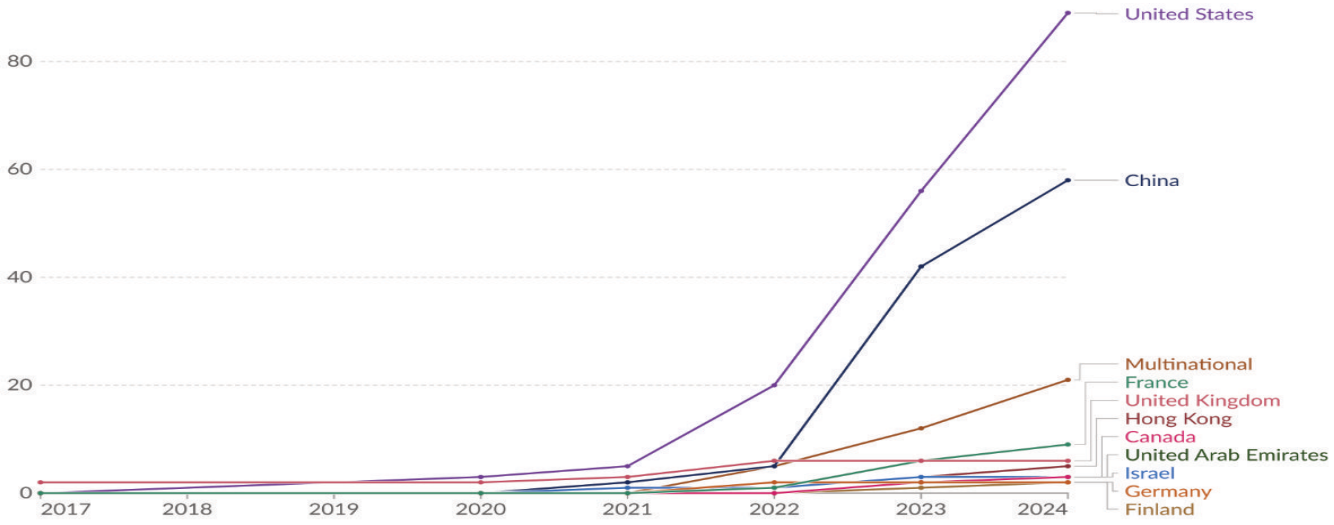
Data source: Epoch (2024) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY

Note: The source defines AI models as "large-scale" when their training compute is confirmed to exceed 10^{23} floating-point operations[1].

1. **Floating-point operation**: A floating-point operation (FLOP) is a type of computer operation. One FLOP represents a single arithmetic operation involving floating-point numbers, such as addition, subtraction, multiplication, or division.

Cumulative number of large-scale AI systems by country since 2017

Refers to the location of the primary organization with which the authors of a large-scale AI systems are affiliated.
The 2024 data is incomplete and was last updated 16 August 2024.

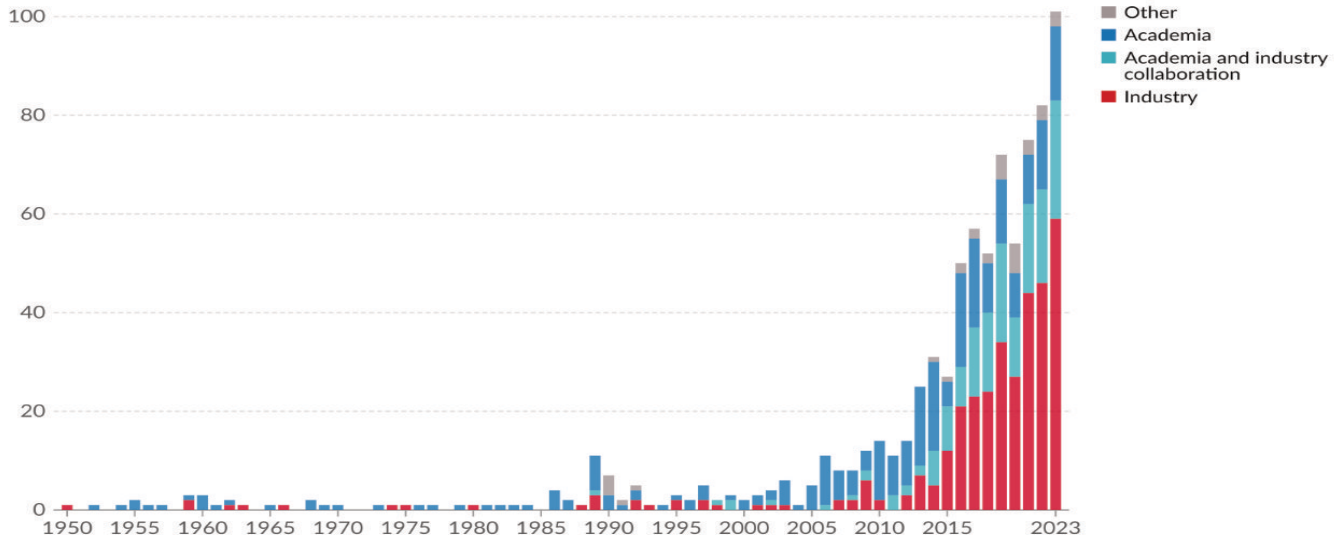


Data source: Epoch (2024) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY
Note: The source defines AI models as "large-scale" when their training compute is confirmed to exceed 10^{23} floating-point operations[1].

1. Floating-point operation: A floating-point operation (FLOP) is a type of computer operation. One FLOP represents a single arithmetic operation involving floating-point numbers, such as addition, subtraction, multiplication, or division.

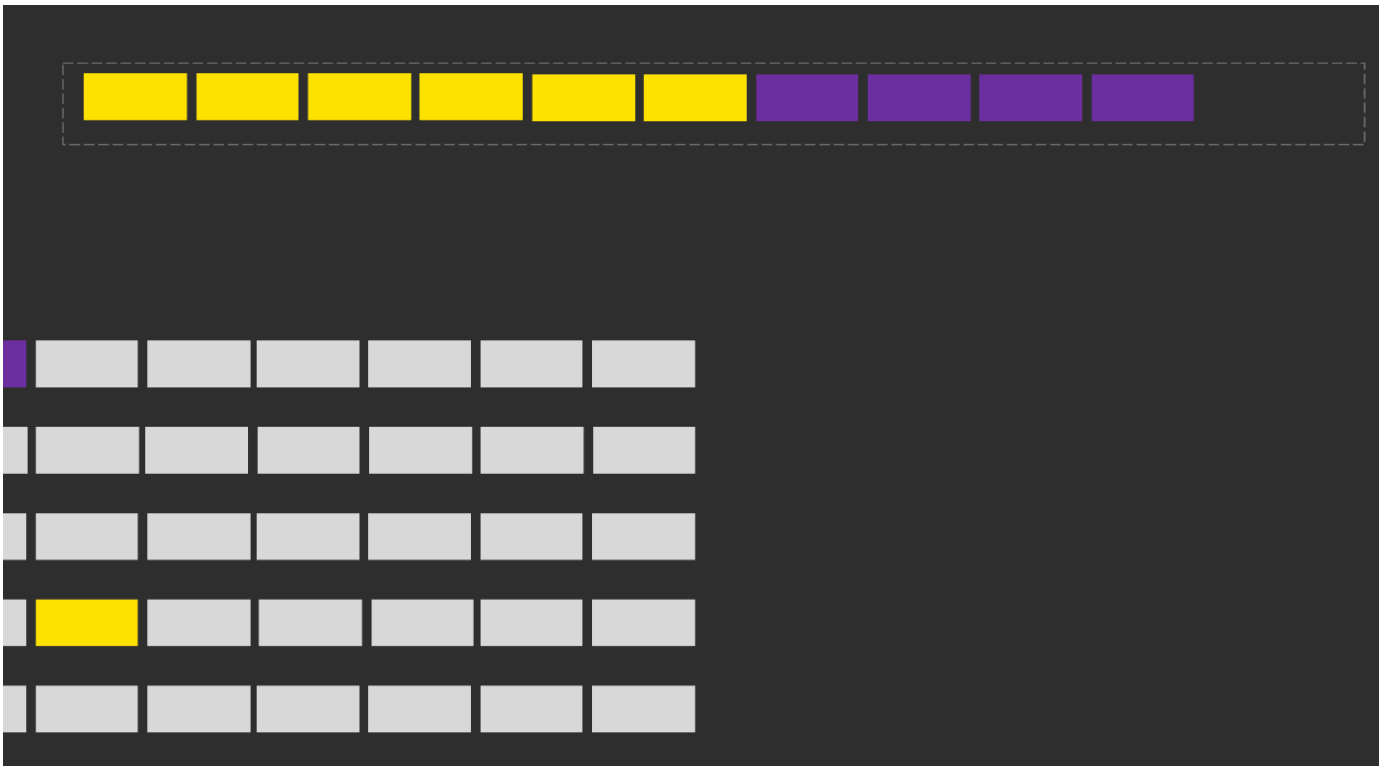
Affiliation of research teams building notable AI systems, by year of publication

Describes the sector where the authors of a notable AI system have their primary affiliations.



Data source: Epoch (2024) OurWorldInData.org/artificial-intelligence | CC BY
Note: A research collective is a group of AI researchers not organized under an academic or industry affiliation. Systems are defined as "notable" by the authors based on several criteria, such as advancing the state of the art or being of historical importance.

Ejemplo 1



55!
segundos

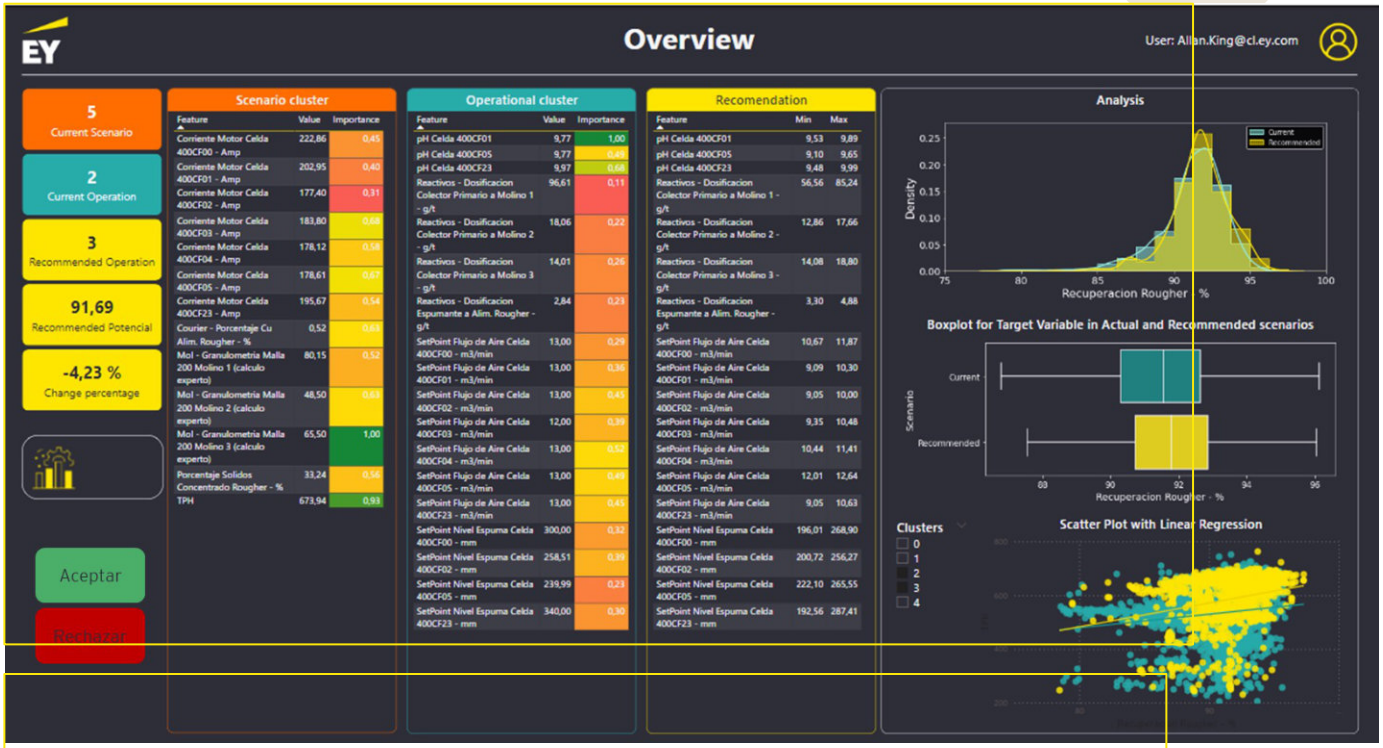
1. Dar un paso
2. Esperar mil millones de años
3. Dar otro paso y repetir paso 2
4. Cuando des la vuelta al mundo, saca una gota de agua del océano
5. Repite hasta que se vacíe el océano
6. Pon una hoja de papel en el suelo y devuelve el agua
7. Repite hasta la pila de papeles llegue al sol
8. Repite 100 veces

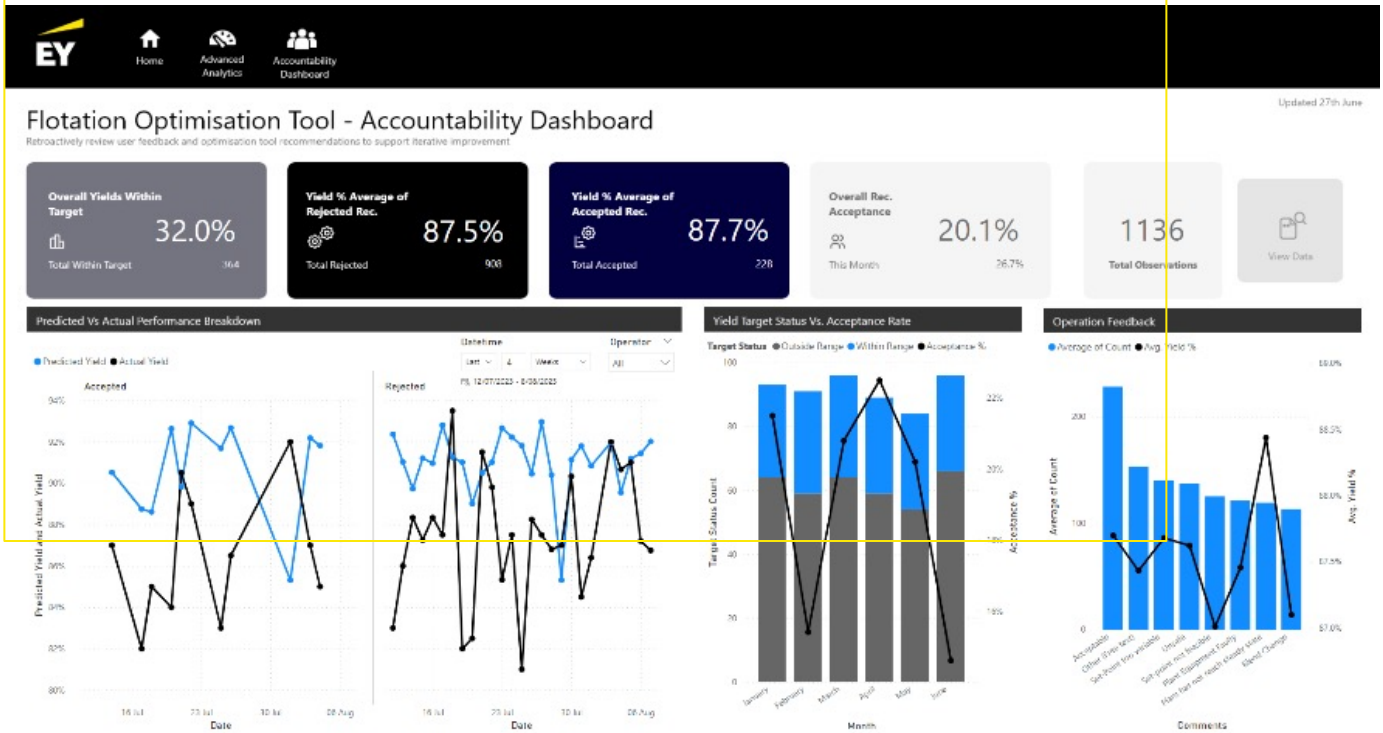
CASOS DE ÉXITO EN ANALÍTICA AVANZADA EN MINERÍA

Diagnóstico, casos de éxito y tendencias tecnológicas:

Procesamiento – Analítica para mejorar la molienda y flotación

Ejemplos del desarrollo de la herramienta en el proceso de flotación:



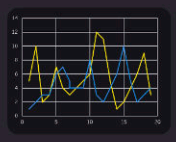


Tendencia – Identificación y predicción de fuentes de demandas energéticas

Tendencia – Analítica para optimizar energía en chancadores y molinos

Procesamiento - Analítica para aumentar la recuperación de agua

Recopilación de información de variables



Variables Objetivo

- Torque del espesador
- % de sólido de descarga

Variables de control

- Dosificación de floculante
- Aperturas de válvula de descarga
- Cantidad de bombas en salas
- Fluio de alimentación

Variables de condiciones

- Otras variables del proceso, pero no son de control

Modelos Analíticos

Modelos analíticos que usan la información en tiempo real y caracterizan las condiciones de los espesadores y variables objetivo.

- Caracterización de escenarios operacionales
- Caracterización de ajustes y condiciones operacionales en espesadores

Optimización

$$\min \left[\sum_{i}\sum_{j}\sum_{c} Cost_{ij} \cdot L_{ijc} - \sum_{i}\sum_{j}\sum_{k}\sum_{l} CostF_k \cdot FF_{ikl} \cdot X_{ijkl} \right]$$

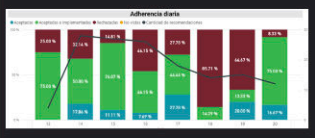
Control del torque del espesador

Maximización del % de sólido de descarga

Modelamiento matemático que utiliza como input los resultados de los modelos analíticos, optimiza las variables objetivo y entrega los valores de las variables de control

Modelo Prescriptivo

- Recomendaciones respecto a de los niveles de las variables de control basadas en reglas operacionales y del negocio



Caso de éxito – External Mill Maintenance Robot (EMMR)

MIRS MINING & HEAVY INDUSTRY ROBOTICS

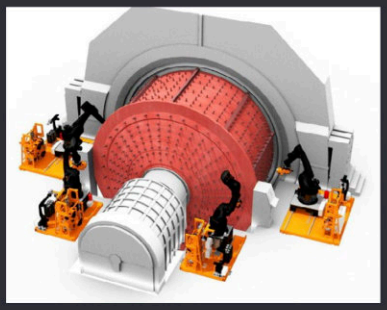
Tipo de tecnología On Site

Desafíos vinculados

Recambio seguro de liners

Área

Confiabilidad Planta



Sobre el cliente

País: Chile

Industria: Minería

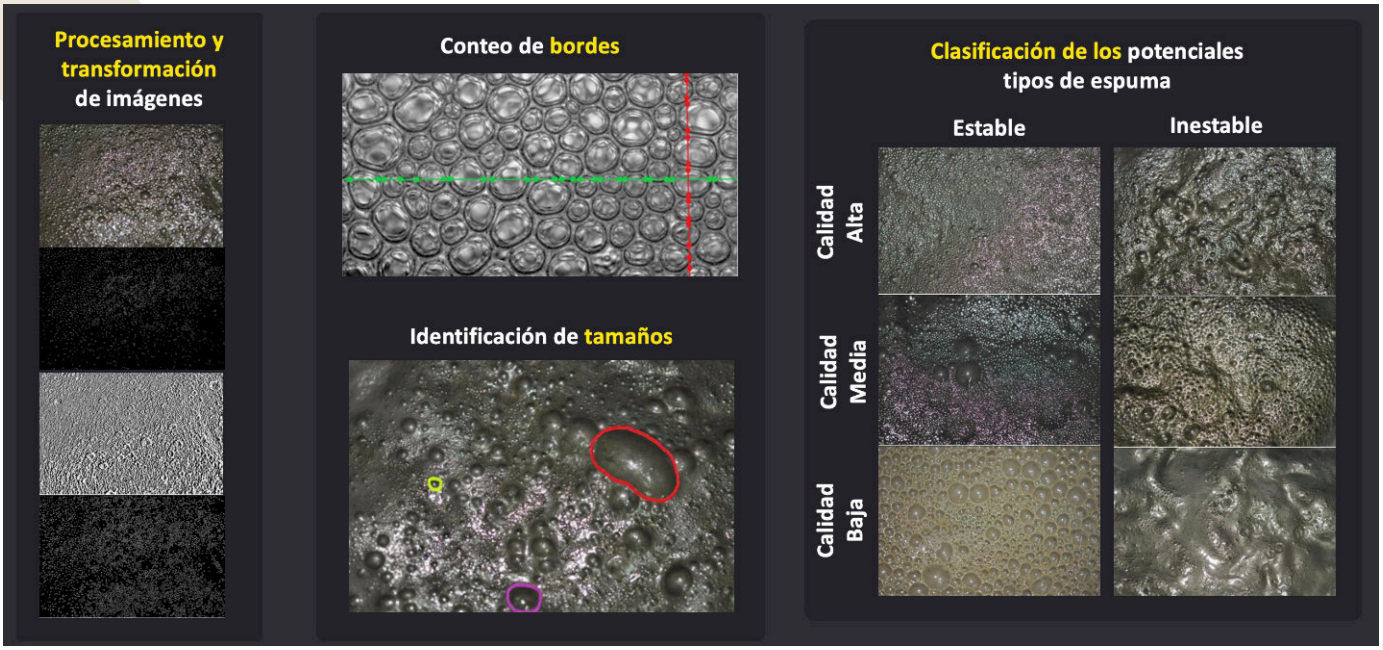
El reto del cliente

Evitar que personal realice tareas riesgosas o peligrosas durante el mantenimiento de molinos. Asegurar el cumplimiento del plan de mantenimiento estipulado.

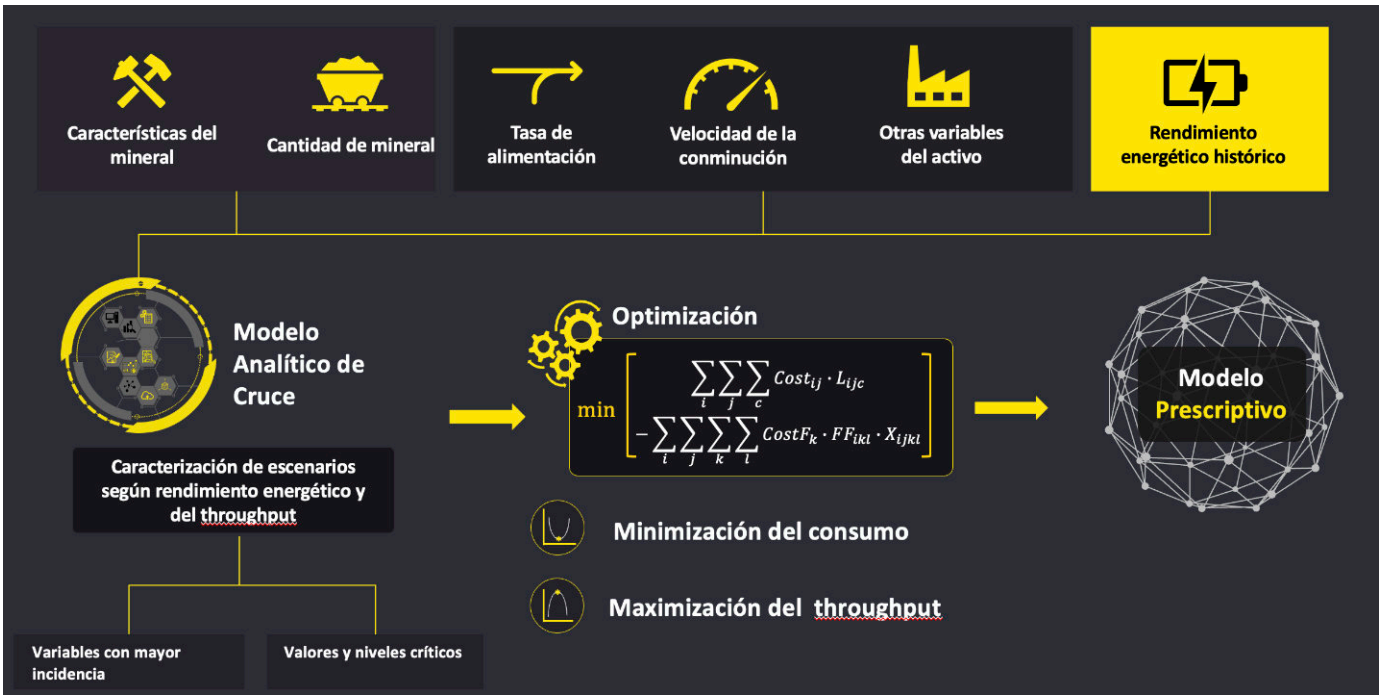
Valor entregado

- Riesgo cero de mantenedores al realizar recambios de liners de molinos.
- Reducción de los tiempos estipulados para el mantenimiento entre un 12-20%.
- Mayor confiabilidad en el mantenimiento realizado garantizando el torque adecuado para cada unión apernada.

Planta – Analítica para mejorar la molienda y flotación

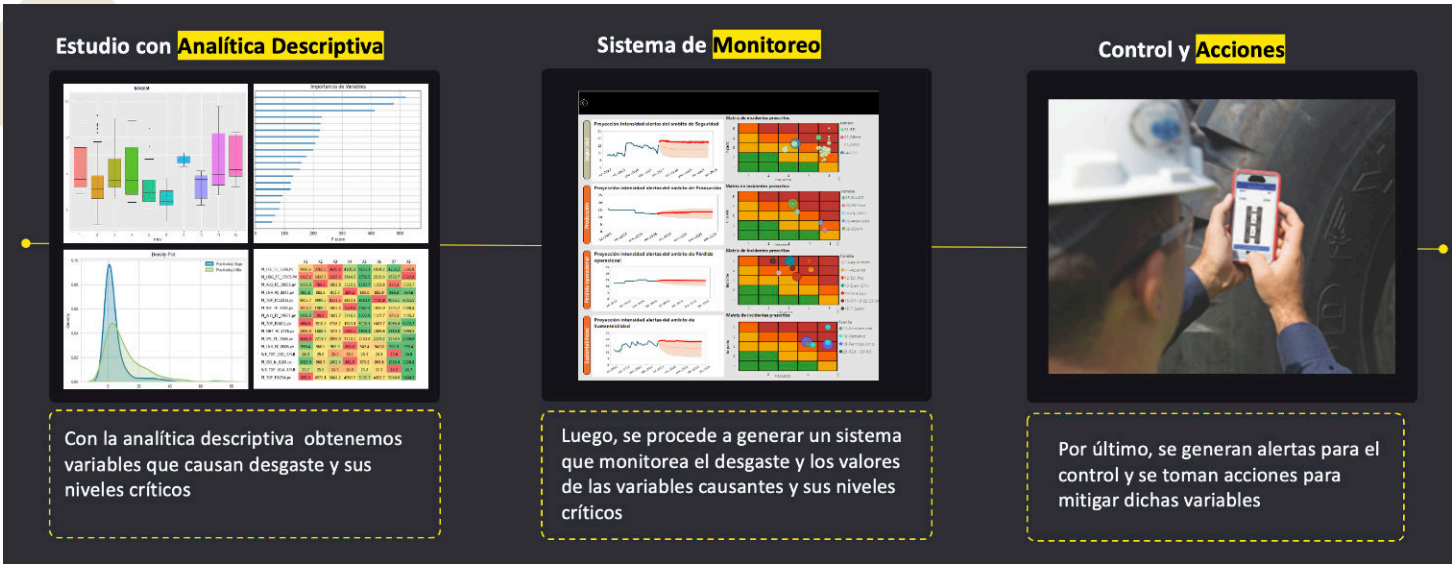


Planta – Eficiencia Energética en Chancadores y Molinos

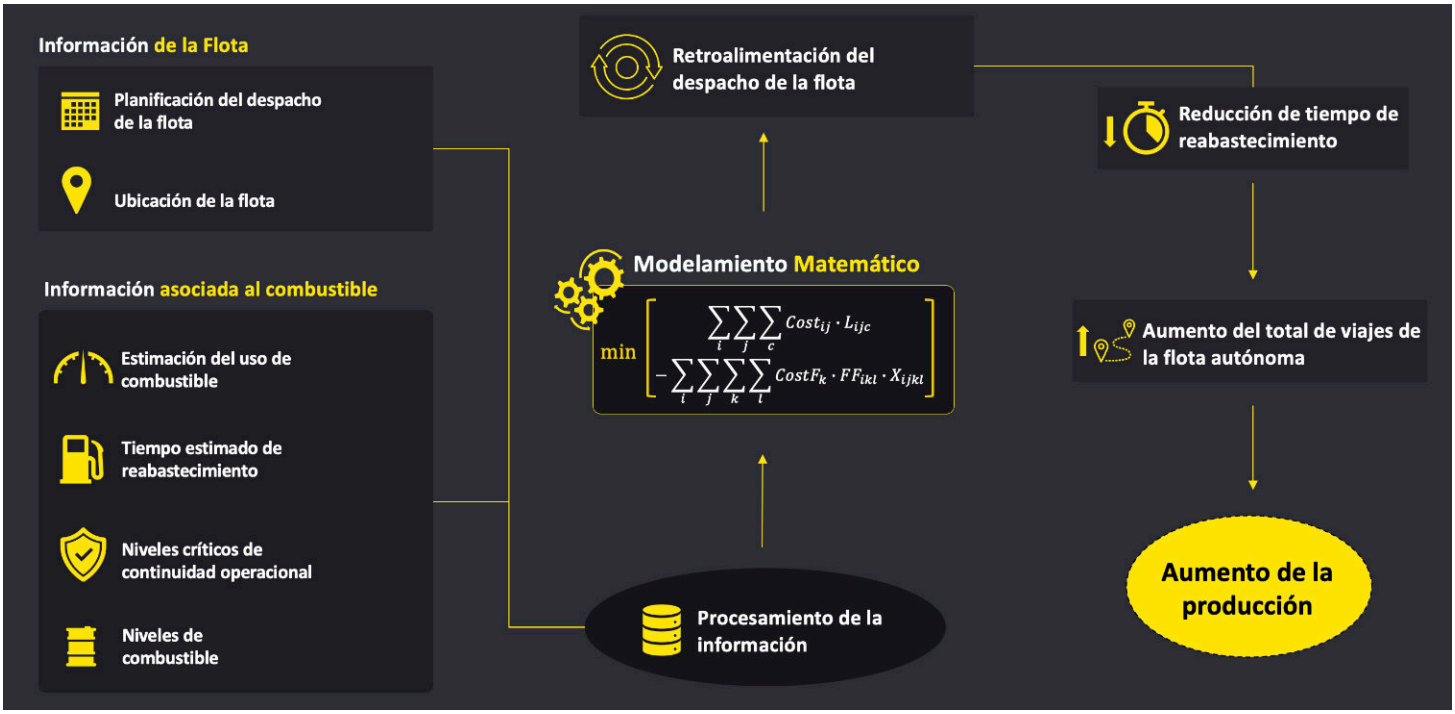


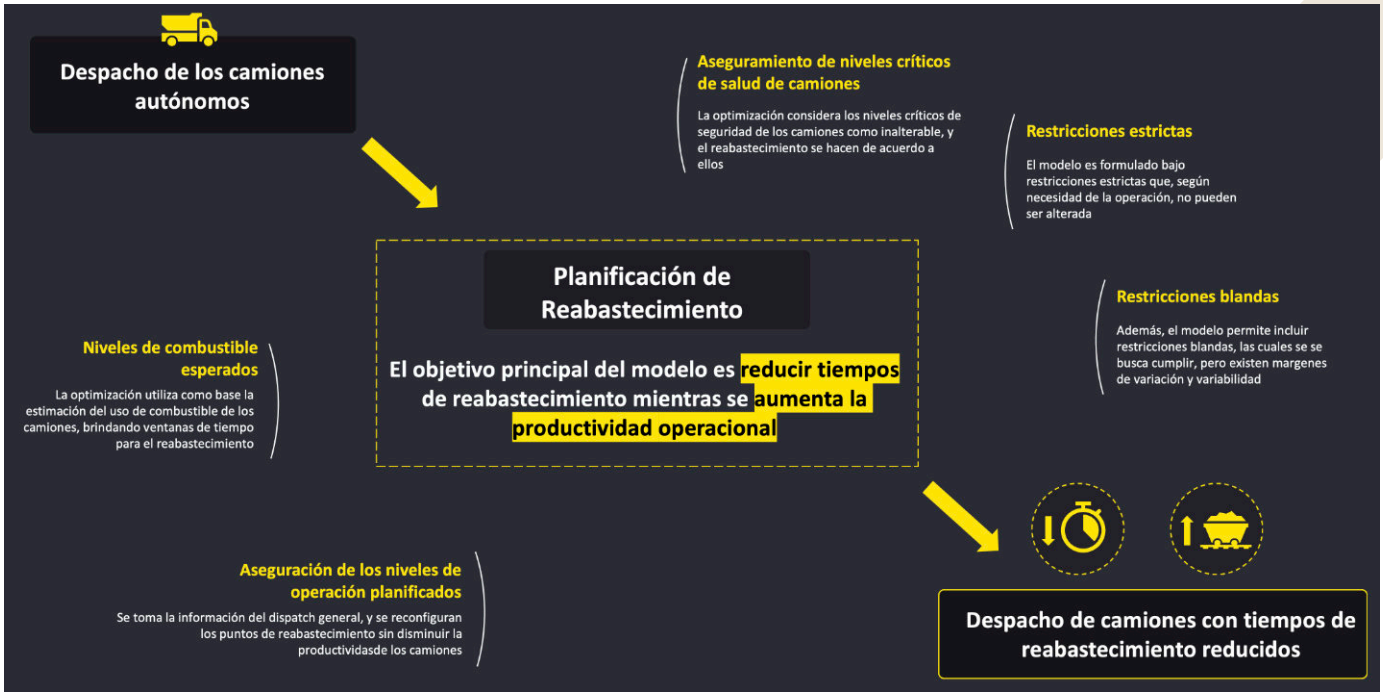
Caso de éxito – Sistema automático de detecciones de inchancables

Minado - Analítica para el desgaste de neumáticos



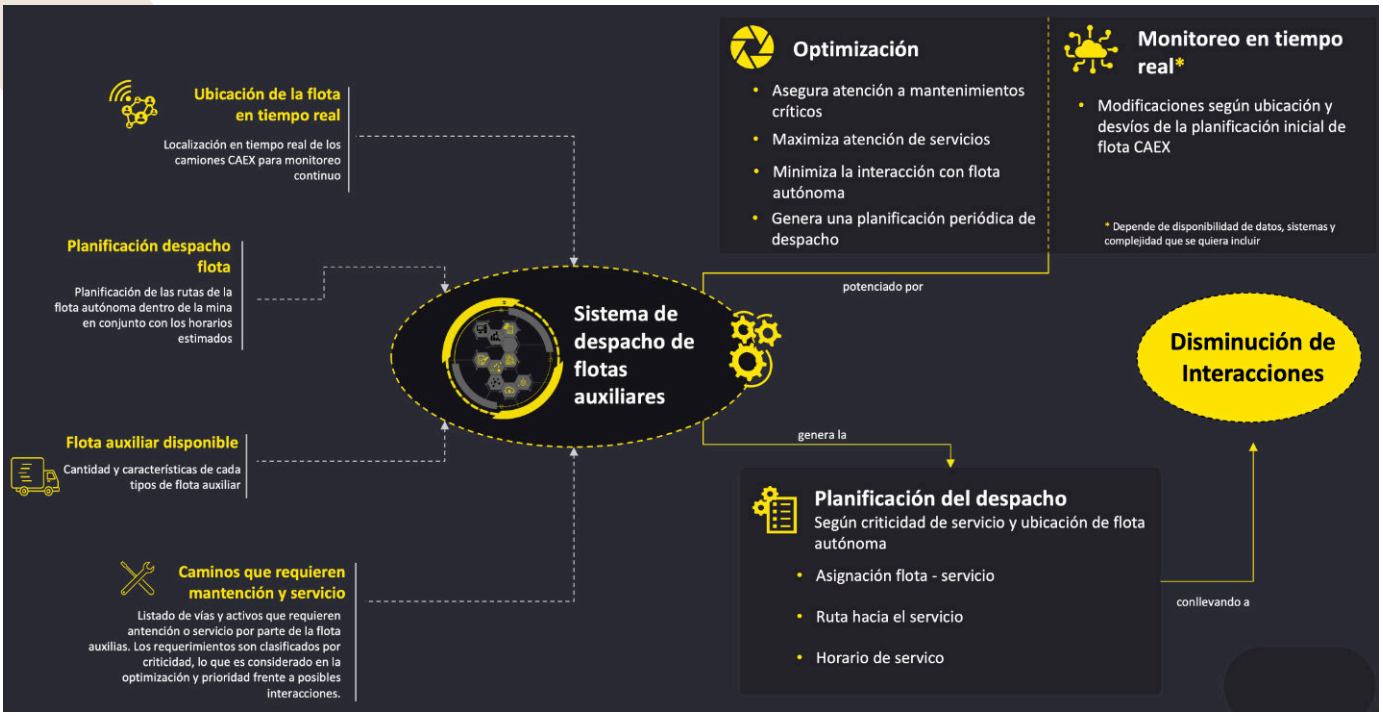
Minado - Optimización del reabastecimiento de combustible



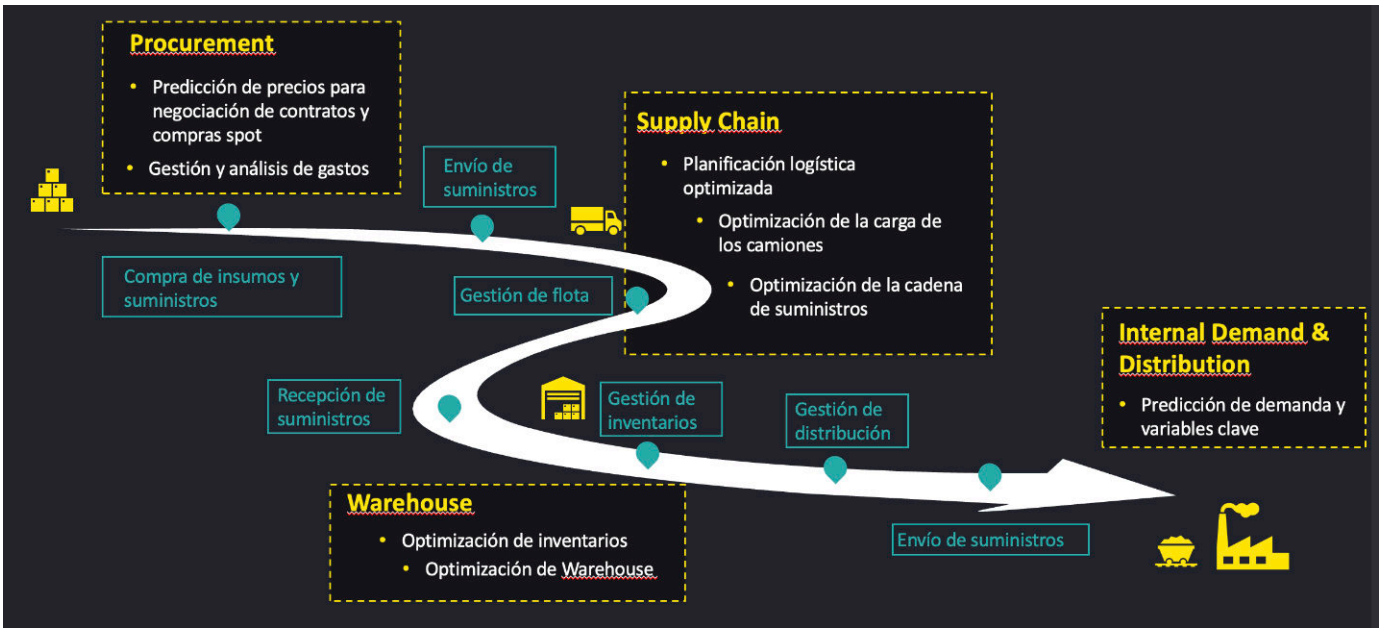


Minado - Disminución de ralentizaciones debido a la vía

Optimización de la flota auxiliar

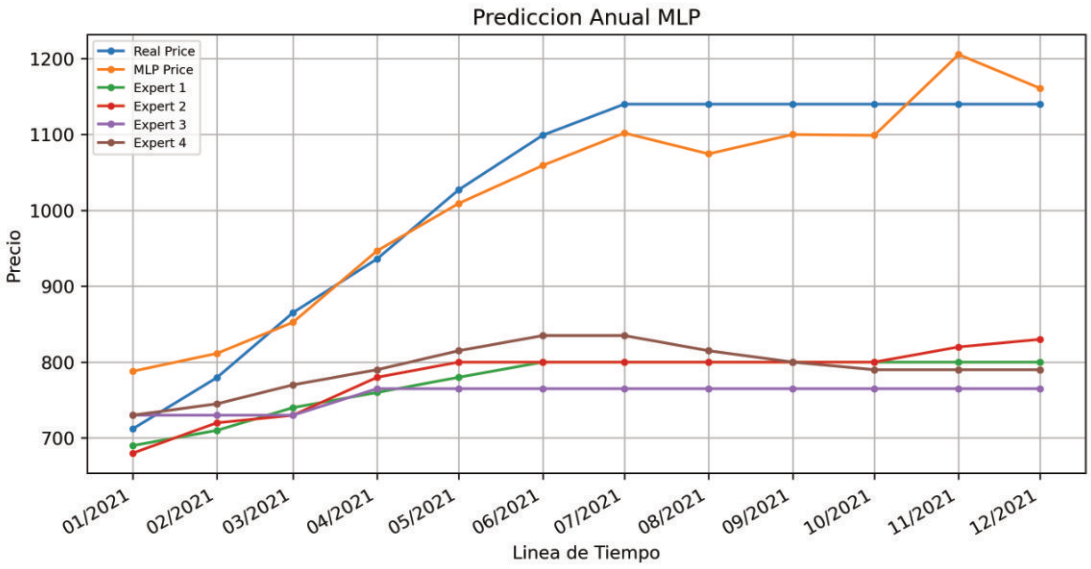


Iniciativas analíticas en la cadena de suministros

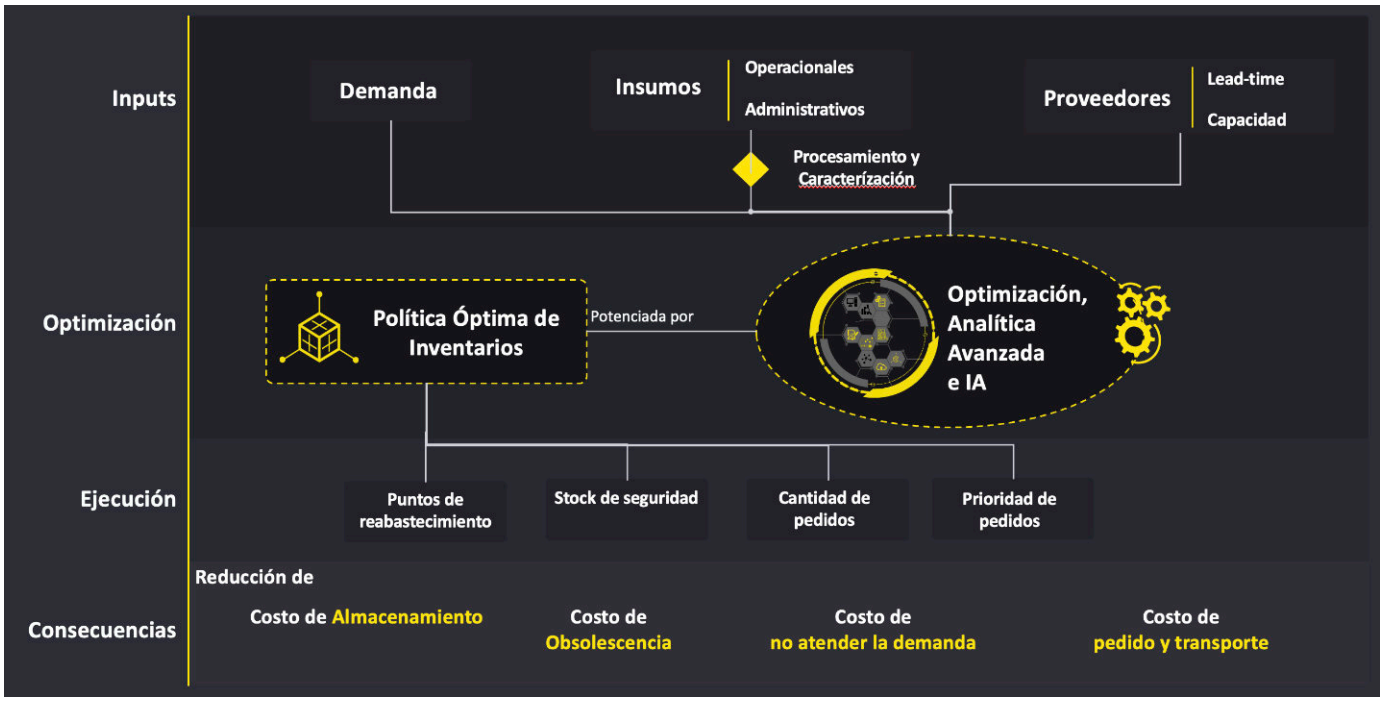


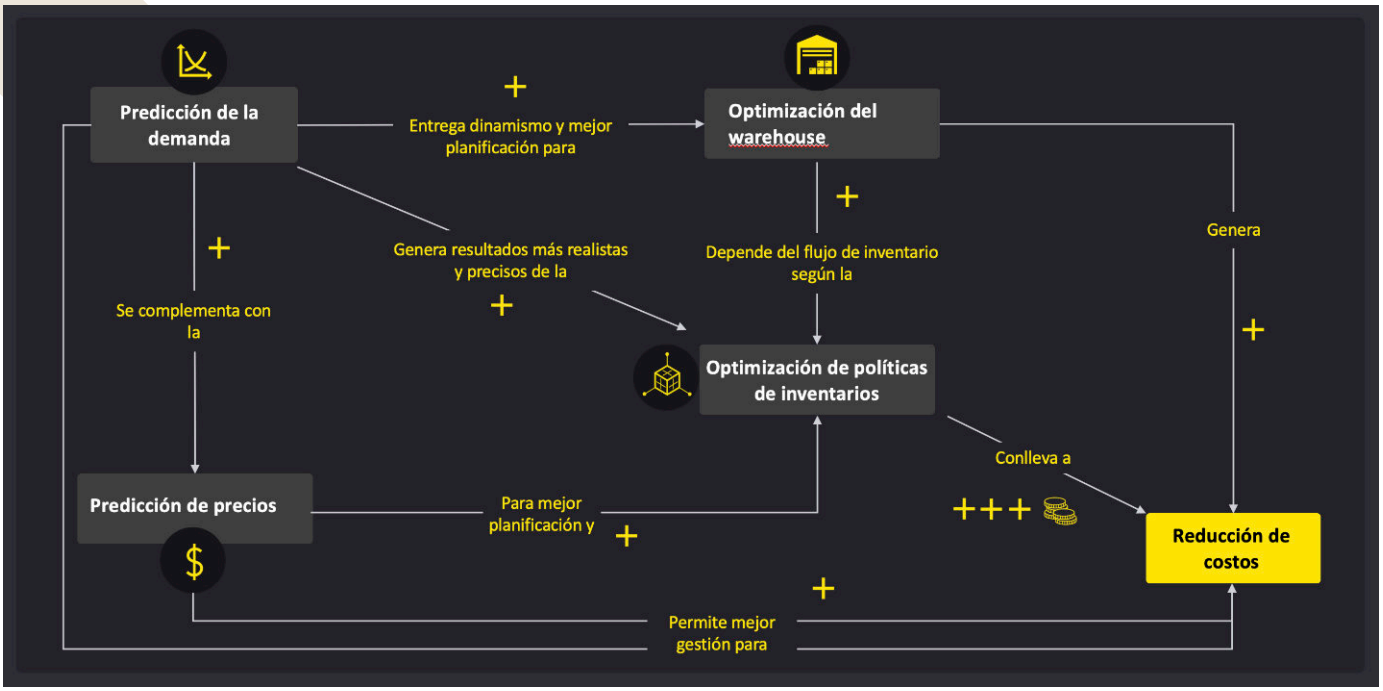
Supply Chain y Physical Supply – Predicción de variables clave

Ejemplo de predicción de precios de materias primas en la industria petroquímica. El modelo MLP desarrollado con inteligencia artificial presenta predicciones más acertadas que grupos expertos del mercado

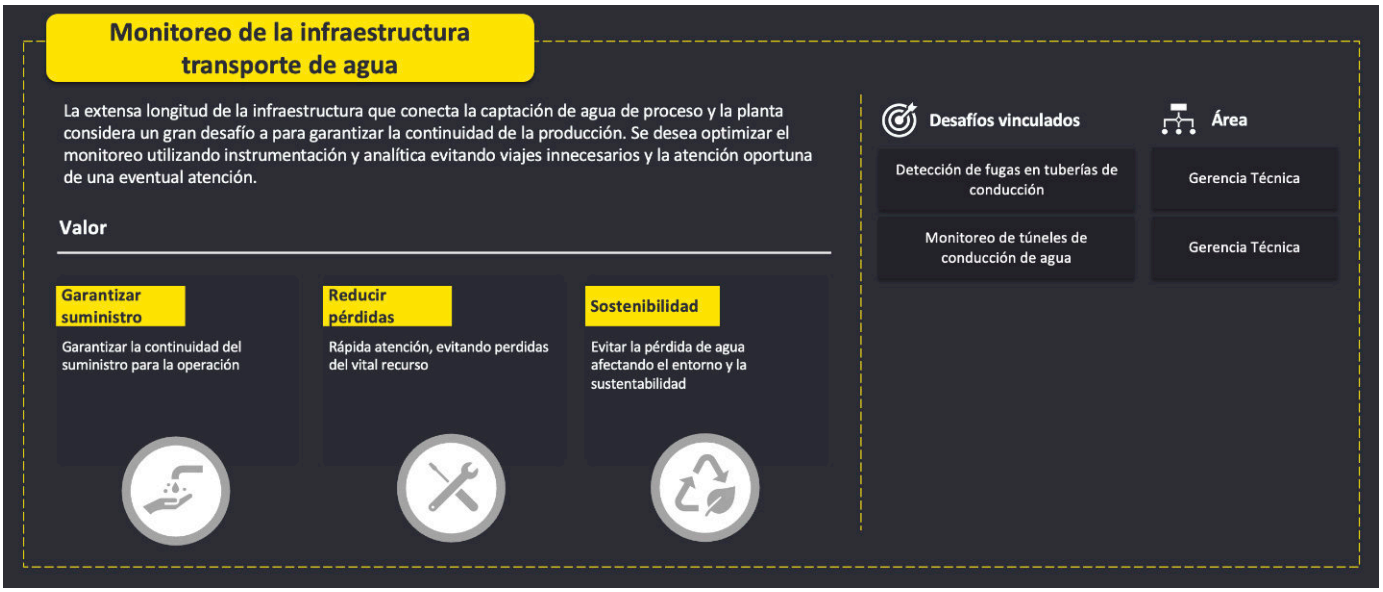


Supply Chain y Physical Supply – Optimización de políticas de inventario





Tendencia – Monitoreo de la infraestructura transporte de agua captación - planta



Detección de fugas en pipeline captación - planta

ATMOS PIPE - El primer sistema de balance de volumen estadístico para detección de fugas

Sobre la tecnología

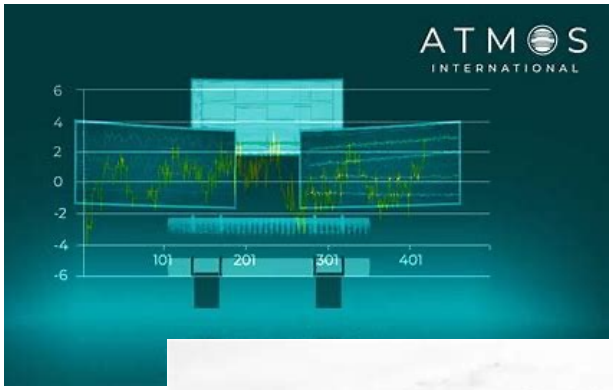
Es un sistema de detección de fugas estadístico en tiempo real que usa el principio de volumen corregido con el fin que los operadores puedan acceder a un sistema de detección de fugas confiable que les permita detectar fugas rápidamente y que sean ubicadas con precisión. La solución busca evitar generar falsas alarmas, ser fácil de adaptar, funcionar efectivamente en todas las condiciones operativas, permitir el uso de instrumentación de diferentes fabricantes y requerir mínimo mantenimiento.

ATMOS PIPE utiliza el método “Sequential Probability Ratio Test (SPRT)” con análisis de presión y caudal para optimizar la detección de fugas. Esta herramienta es adecuada

para líneas de captación monofásicas porque puede detectar fugas en todas las condiciones de funcionamiento y no hay cambios en el tamaño mínimo de la fuga durante los transitorios. El sistema de detección de fugas también puede minimizar el efecto de los cambios en las propiedades de los fluidos, las variaciones en el suministro y la demanda y los fallos de los instrumentos, incluidos los fallos en las telecomunicaciones.

Características principales:

- Probado en el campo durante más de 25 años en más de 1,500 ductos.
- Detecta inicio, apertura lenta y fugas existentes
- Implementado en ductos de 0.24 a 1,180 millas de largo y 0.5 "a 48" de diámetro
- El módulo de drenaje y llenado "reduce" la probabilidad de falsas alarmas durante el llenado de la tubería
- Ayuda en el cumplimiento de: API 1130, API 1175, API 1155, API 1149, CSA Z662, Regulaciones alemanas para la detección de fugas en tuberías (TRFL), Recomendaciones de detección de fugas en tuberías Shell (DEP 31.40.60.11Gen)
- Las alarmas y las salidas de información del sistema son fáciles de analizar e interpretar



FUENTE: ATMOS PIPE

Riego inteligente vías en mina

SMARTROAD - Inteligencia en tiempo real para supresión de polvo

Sobre la tecnología

SmartRoad es un sistema integral y continuo que mejora el proceso de supresión de polvo y el mantenimiento de caminos mineros, permitiendo un uso eficiente de recursos al incorporar tecnología en la operación minera. Incorpora tecnología “plug & play” no invasiva en camiones de extracción y de riego, optimizando el riego de supresión mediante la medición en tiempo real y dinámica de polvo desde los mismos camiones de extracción.

Se centraliza la información dentro de la plataforma central EYE3, facilitando decisiones, distribución óptima de equipos y recursos, y permitiendo evaluar estado de emisiones en tiempo real. Se busca automatizar el riego según condición, regando solo donde se requiere según el estado actual de la carpeta, y así mantener de forma efectiva y eficiente un bajo nivel de polución, reduciendo hasta un 40% el agua de supresión, optimizando los camiones regadores, facilitando la operación diaria, y mejorando el proceso mediante análisis histórico y de desempeño.

Características principales:

- Monitoreo de material particulado PM100 y PM10
- Georreferenciación de la información en un mapa de la mina
- Automatismo del riego en función a la analítica del sistema
- Dashboarding de desempeño de la gestión del agua para riego

FUENTE: SMARTROAD - EYE3

Caso de éxito – Control de mineral en tiempo real para mina

Clasificación de mineral en tiempo real

SHOVELSENSE - Detección de mineral en palas de carguío mediante florescencia de rayos X (XRF)

Sobre el proveedor

MineSense es pionera en soluciones de minería digital, suministrando clasificación de mineral en tiempo real basada en sensores para minas. Su solución distintiva es ShovelSense, un sensor sólido instalado en equipos de minería para escanear y medir el grado del material en cada pala. La mayor visibilidad en tiempo real de su cuerpo de mineral proporcionada por ShovelSense, impulsa mejoras en la eficiencia, rentabilidad y sustentabilidad de su mina.

Minas con tecnología en etapa de operación:

Canadá
- Teck Highland Valley Copper
- Copper Mountain
- Taseko Gibraltar

Chile
- Teck Carmen de Andacollo

Minas con tecnología en etapas de validación industrial:

Perú
- Antapaccay
- Antamina
- Constancia

Chile
- BHP Spence
- BHP Escondida
- Collahuasi
- Teck QB2
- Candelaria
- Los Pelambres

Valor de largo Plazo Para todos

EL SILICIO Y OTROS ELEMENTOS PARA MICROCHIPS

Secretaría de Economía
Servicio Geológico Mexicano

Flor de María Harp Iturribarría

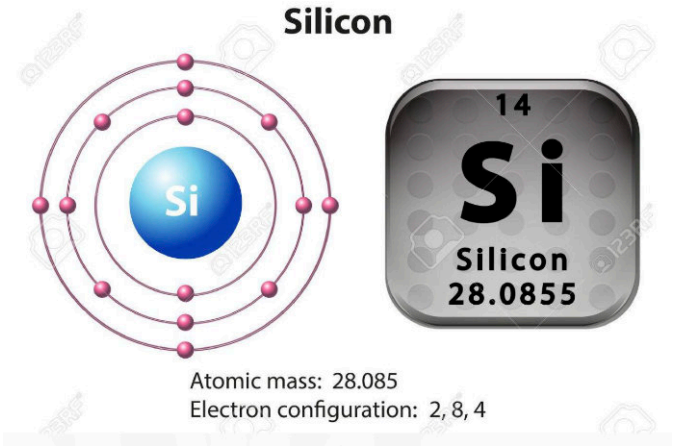
SILICIO

CARACTERÍSITICAS (Alta pureza)

- Núm. Atómico: 14
- Masa atómica 28
- Muy resistente a altas temperaturas y a la corrosión.
- Bajo coeficiente de expansión térmico
- Semiconductor (metaloide)

SILICIO / SÍLICE

- APLICACIONES PRINCIPALES
- Vidrio, cerámica, refractarios, filtación de agua, construcción
- Medicina: cáncer e imágenes
- Bioestimulante agrícola (crecimiento y resistencia)
- Electrónica: Semiconductor para transitores, diodos, microchips
- Cubiertas de páneles solares



Elemento crítico

S Í L I C E (SiO_2)

- El Silicio no existe en la naturaleza y se presenta como óxido (SiO_2) y como silicatos.
- Es muy abundante en la naturaleza (rocas ígneas, metamóricas y sedimentarias)
- Depósitos de cristales naturales, areniscas de cuarzo, cuarcita, cuarzo en polvo y arenas; cuarzo granítico (vetas hidrotermales, pegmatitas), etc.
- Sílice de alta pureza es muy escasa
- Purificarlo requiere de procesos costosos

TIPO DE MENA	Características mineralógicas	Áreas de aplicación
Cristal natural	Alta pureza, alta transparencia	Instrumentos ópticos, electrónica
Vetas de cuarzo	Bien cristalizado	Vidrio, metalurgia
Areniscas de cuarzo	Contiene materiales cementantes complejos	Vidrio, cerámica, materiales de construcción
Arenas de cuarzo	Carencia de forma natural de grano	Vidrio, construcción, moldes de fundición
Cuarzo en polvo	Tamaño de partícula extremadamente fino	Metalurgia, vidrio, cemento, cerámica
Cuarcita	Estructura maciza	Refractarios, aleaciones de silicio, vidrio
Cuarzo granítico	Granos grandes, mayor contenido de impurezas	Uso subdesarrollado

Fuente: Research Status and Challenges of High-Purity Quartz Processing Technology from a Mineralogical Perspective in China

S Í L I C E (SiO_2)

Impurezas más comunes

Impurezas primarias:
Al, Fe, K y Na
Impurezas trazas:
Ti, Mg, Mn, Ca y S
Microelementos:
Pb, Sr, Y, Zr, Zn, Ga, Rb y Nb

Minerales de ganga:

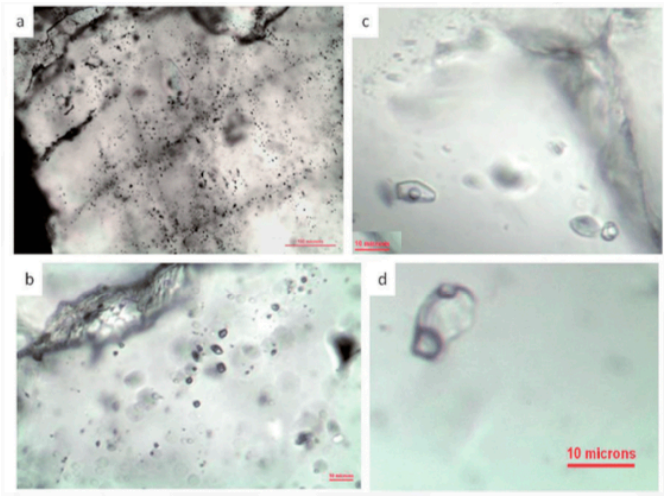
I. Que no tienen enlaces químicos
Feldespatos, micas, granate, zircón e
Feldespatos, micas, granate, zircón e
ilmenita
ilmenita

II. Con enlaces químicos y físicos
Mineales de fierro (pirita y olivino)
Minerales de fierro (pirita y olivino)
Minerales de aluminio
Minerales de aluminio (aluminosilicatos)

Silicio a partir del cuarzo

Materia prima: Sílice de alta pureza (HPQ)
(98.5 – 99 %)

Impurezas:El tipo, la concentración y tamaño de partícula influyen en su purificación.
HPQ: Na+K+Li+Al+Ca+Fe+Ti+B+P = 50 ppm
Pureza: 99.995 %



Imágenes inclusiones fluidas

SILICIO, USOS FINALES Y REQUERIMIENTOS

CELDAS FOTOVOLTAICAS
- Silicio policristalino y monocristalino
- Pureza de 6 N (99.9999 %)
- 35-50 % del costo total con sólo 3-4 % de su composición

MICROCHIPS
- Silicio monocristalino (obleas de silicio)
- Pureza de 9 N (99.9999999 %)
- El silicio presenta propiedades de semiconductor

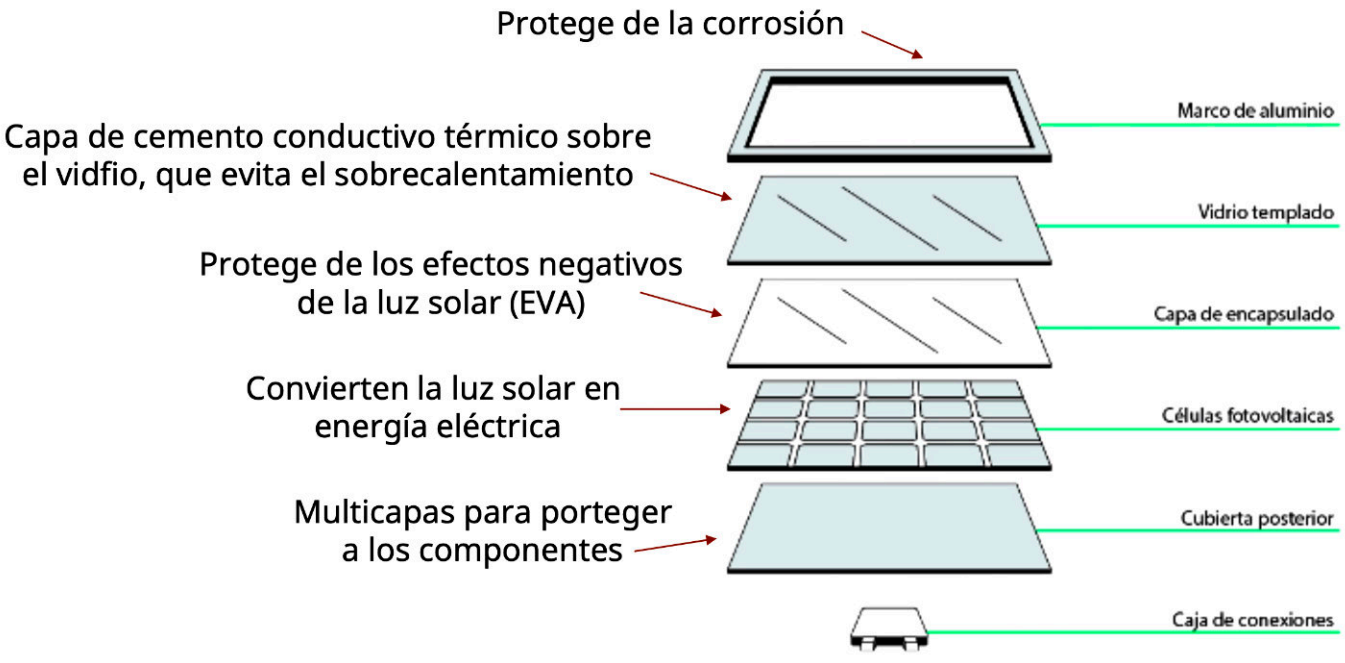
SILICIO METALURGICO
- Silicio "crudo" o procesado con pureza de ~ 99 %
- Fabricación de aleaciones de Al y compuestos de Si
- Fabricación de partes de vehículos y aviones

Cualquier impureza puede cambiar las propiedades electrónicas y la conductividad del silicio.

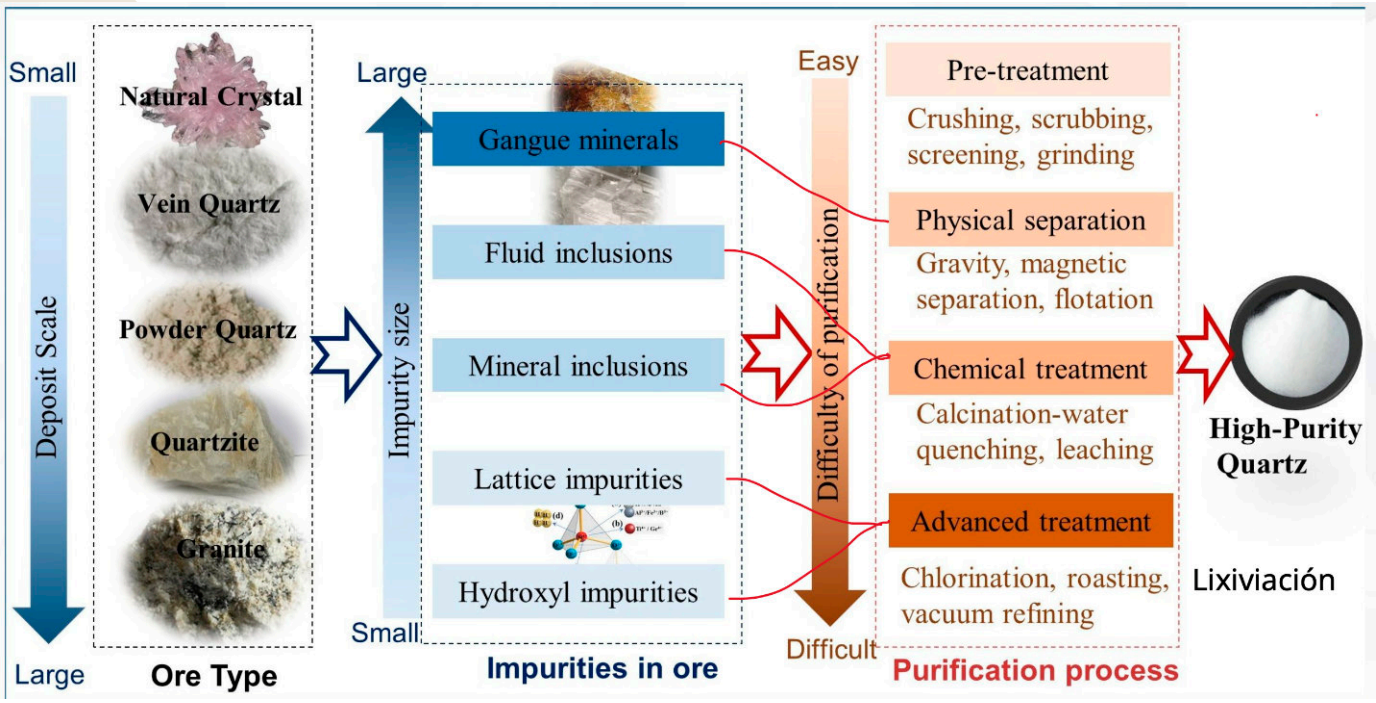
Silicio a partir del cuarzo

CARACTERÍSTICAS	MICROCHIPS	CELDAS SOLARES
Pureza	9N a 12N	6N a 9N
Tipo de silicio	Monocristalino	Monocristalino o policristalino
Dopaje	Preciso y controlado	Controlado
Estructura	Perfectamente ordenada	Menos exigente
Aplicación	Circuitos integrados / microchips	Conversión der la luz solar en energía eléctrica

COMPONENTES DE UN PÁNEL SOLAR



Depósitos, impurezas y procesos de purificación

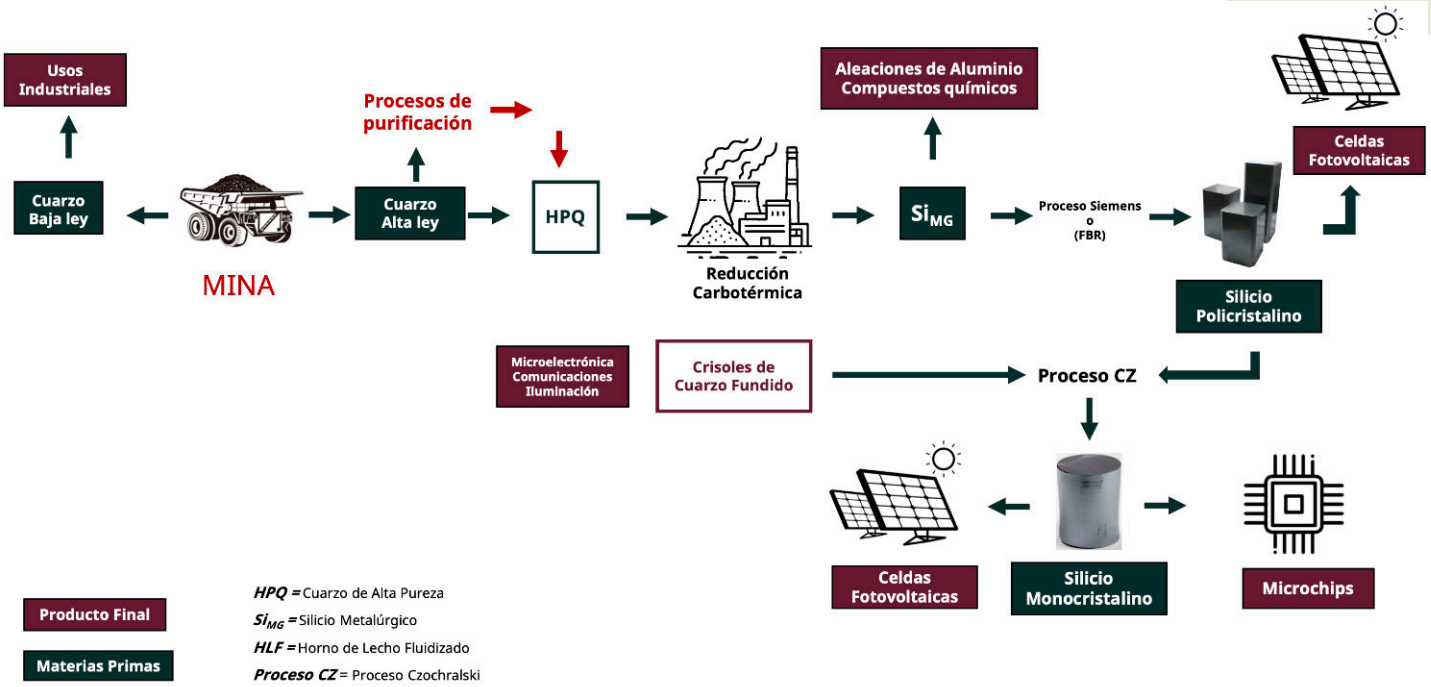


PROCESOS METAÚRGICOS PARA PURIFICAR LA SÍLICE

MÉTODOS DE PURIFICACIÓN	Principales impurezas separadas	Características
Scrubbing (Lavado por fricción)	Arcillas finas adheridas y películas de óxidos	Operación simple y baja eficiencia de purificación
Separación gravimétrica	Minerales pesados como circón, granate y epidota	Pérdida de mena durante el proceso
Separación magnética	Minerales como magnetita, hematita y pirrotina	Múltiples etapas con campos magnéticos intensos
Flotación	Minerales silicatados como mica, feldespato y minerales de hierro	Depende del sistema de reactivos de flotación
Calcinación y enfriamiento con agua	Ruptura y exposición de impurezas incluidas	Mejora la purificación por lixiviación ácida
Lixiviación	Elementos como Fe, Al, Cr, Ti	Naturaleza ácida con propiedades corrosivas
Tostación clorurante	Impurezas dentro de la red cristalina	Capacidad de procesamiento limitada y emisión de cloruros gaseosos

Fuente: Research Status and Challenges of High-Purity Quartz Processing Technology from a Mineralogical Perspective in China

PROCESO PRODUCTIVO SIMPLIFICADO PARA MICROCHIPS



Fuente: A review of high-purity quartz for silicon production in Australia. Page 1089

Silicio (Si) a partir del cuarzo (SiO_2)

1. Reducción de la Sílice (carbotérmica)
$SiO_2 + 2C \rightarrow Si + 2\,CO\uparrow$ ▲2 000 °C

2. Cloración del silicio crudo
$Si + 3HCl \rightarrow SiHCl_3 + H_2\uparrow$

3. Destilación fraccionada de los silanos (Separa metales y otras impurezas)
SiHCl3 purificado→

4. Reducción térmica del $SiHCl_3$ purificado (sobre filamentos de Si policristalino)
→ Proceso Siemens
$SiHCl_3 + H_2 \rightarrow Si + 3HCl$ ▲1 200 °C

5. Cristalización del silicio
(Fusión y cristalización → lingotes mono/policristalinos
a) Método Czochralski (monocristalino): semilla de Si se sumerge en Si fundido y se extraen cristales lentamente
b) Solidificación direccional (policritalino): El Si fundido se vierte en un molde y enfría de manera controlada

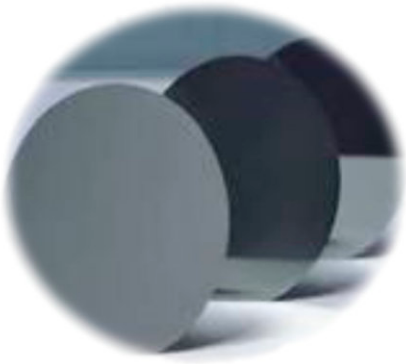
Monocristal cilíndrico para obleas de SiO_2

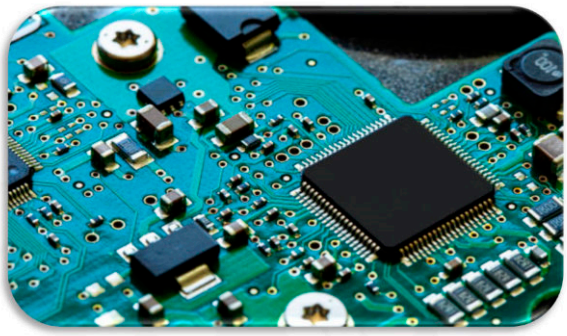
Método Czochraslki:

- **Fusión del material:** El silicio se funde en una atmósfera inerte para evitar la contaminación y se introducie una pequeña semilla monocristlina.
- **Extracción y rotación:** La semilla se eleva lentamente mientras se gira, lo que permite que el líquido se solidifique sobre ella, adoptando la misma estructura cristalina.
- **Control de parámetros:** El control preciso de la temperatura, la velocidad de extracción y la velocidad de rotación es crucial para asegurar la uniformidad del tamaño y la calidad del cristal.

Silicio (Si) a partir del cuarzo (SiO_2)

6. Corte de lingotes mono/policristalios (láminas delgadas, base para fabricar chips o células solares)
→ Obleas o wafers ultrapuros





1 átomo de As / 10 000 mil millones de átomos de silicio puede cambiar drásticamente su conductividad

SEMICONDUCTORES

Elementos y compuestos

DEFINICIÓN : Material con propiedades intermedias entre un conductor (conduce bien la electricidad) y un aislante (apenas la conduce). A través de un proceso de "dopaje" o difusión, mejoran su conductividad.

10^{-4} 10 ^{8}

SiC, SiGe, GaN

Fuente: Toshiba Electronic Devices 2025

¿Por qué semiconductores y no conductores?

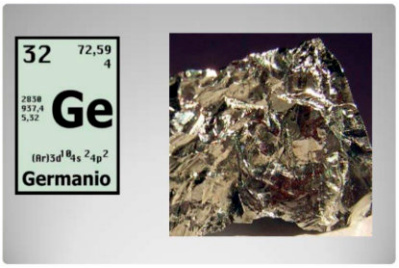
CONDUCTORES
- Conductividad inherente (constante)
- No pueden regular el flujo de la corriente eléctrica
- No tienen lógica binaria
- Sólo para dispositivos conductores de electricidad.

SEMICONDUCTORES
- Pueden aumentar/diminuir la conductividad
- Pueden controlar la corriente eléctrica (la conducen o la bloquean/ralentizan)
- Funcionalidad binaria
- Versatilidad en aplicaciones

SEMICONDUCTORES INTRÍNSECOS

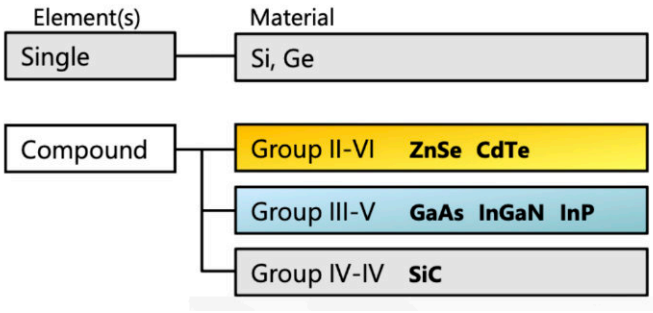
Silicio y Germanio:

- Elementos del Grupo IV, considerados como semiconductores.
- Sus características como cristales puros son más cercanas a las de un aislante
- Bajo un procesode "dopaje", reducen considerablemente su resistencia eléctrica y se acercan a las características de unconductor.



Compuestos semiconductores

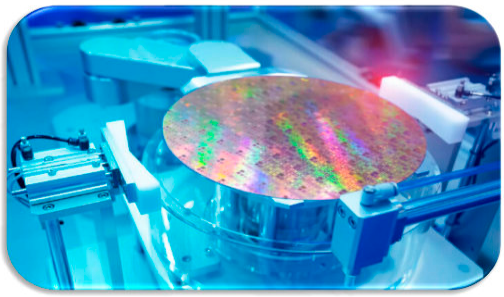
Combinación de cationes que pertenecen al grupo II y III con aniones del grupo V y VI. Grupo II y VI, grupo III y V y grupo IV y IV



Group II	Group III	Group IV	Group V	Group VI
Be Beryllium	B Boron	C Carbon	N Nitrogen	O Oxygen
Mg Magnesium	Al Aluminum	Si Silicon	P Phosphorus	S Sulfur
Zn Zinc	Ga Gallium	Ge Germanium	As Arsenic	Se Selenium
Cd Cadmium	In Indium	Sn Tin	Sb Antimony	Te Tellurium
Hg Mercury	Tl Thallium	Pb Lead	Bi Bismuth	Po Polonium

Fuente: Toshiba Electronic Devices 2025

PROCESO DE DOPAJE (DIFUSIÓN)



DEFINICIÓN : Adición de cantidades traza de otros elementos (De los Grupos II y V normalmente) a los elementos o compuestos semiconductores, con lo que se reduce considerablmente su resistencia eléctrica y exhiben mejores propiedades conductoras.

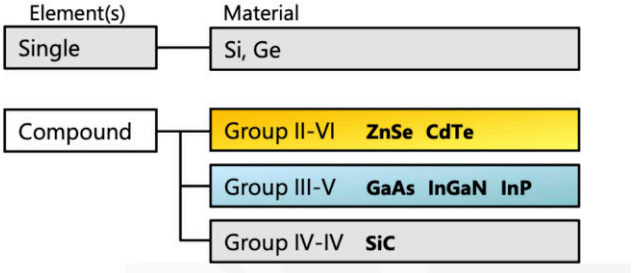
Cuando son “dopados”, pueden actuar de manera eficiente con esta dualidad cuando se aplica un voltaje, electricidad, calor o luz.

TIPOS DE DE SEMICONDUCTORES

Dependiendo del tipo de impureza adicionada, es posible formar semiconductores tipo N a tipo P. Los elementos más utilizados son los del Grupo III y del Grupo V para este proceso.

*Doping phosphorus (P) of **Group V** into silicon (Si) of **Group IV** makes **n-type semiconductor**.

*Doping boron (B) of **Group III** into silicon (Si) of **Group IV** makes **p-type semiconductor**.



Group II	Group III	Group IV	Group V	Group VI
Be Beryllium	B Boron	C Carbon	N Nitrogen	O Oxygen
Mg Magnesium	Al Aluminum	Si Silicon	P Phosphorus	S Sulfur
Zn Zinc	Ga Gallium	Ge Germanium	As Arsenic	Se Selenium
Cd Cadmium	In Indium	Sn Tin	Sb Antimony	Te Tellurium
Hg Mercury	Tl Thallium	Pb Lead	Bi Bismuth	Po Polonium

Fuente: Toshiba Electronic Devices 2025

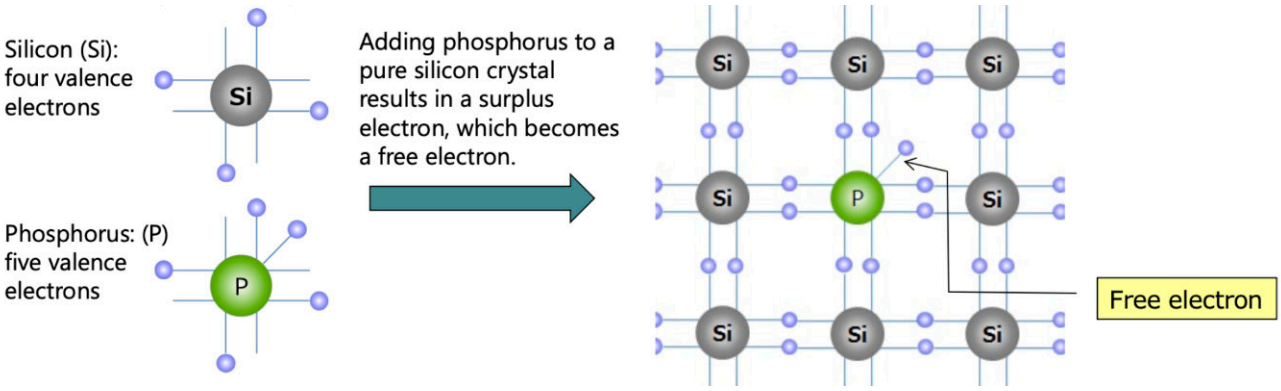
SEMICONDUCTORES TIPO “N”

Un semiconductor tipo “N” pertenece a elementos del grupo IV (+4), denominados semiconductores instrínsecos, principalmente el Silicio, dopado con elementos del grupo V (+5) como el P, As o Sb como impurezas.

El Si no existe en forma natural, así que suele combinarse con otros elementos por medio de enlaces covalentes, combinación que nogeneraexcesodeelectronesohuecos .

Cuando una pequeña cantidad de P(+ 5) es adicionada a un cristal de Si (+ 4) (difusión o dopaje), una de los 5 electrones del P se convierte en un “electrón en exceso”, que puede moverse libremente.

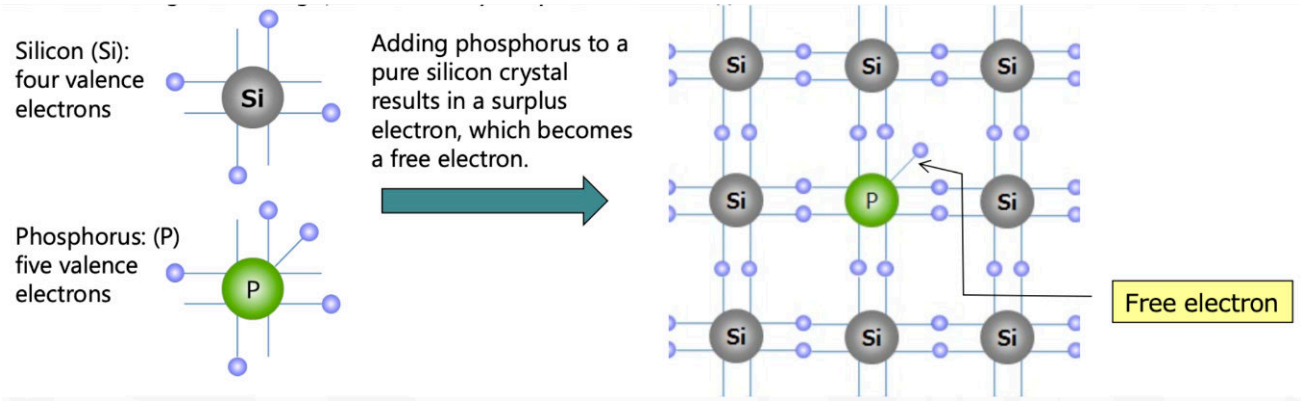
Cuando un voltaje es aplicado, este electrón libre es atraído al electrodo positivo, movimiento que causa un flujo de corriente .



Fuente: Toshiba Electronic Devices 2025

Las partículas que llevan la carga en este tipo de semiconductores son los electrones libres (portadores).

Estos portadores tiene una carga negativa y por eso les denominan ”n-type semicondoctors”.



Fuente: Toshiba Electronic Devices 2025

SEMICONDUCTORES TIPO “P”

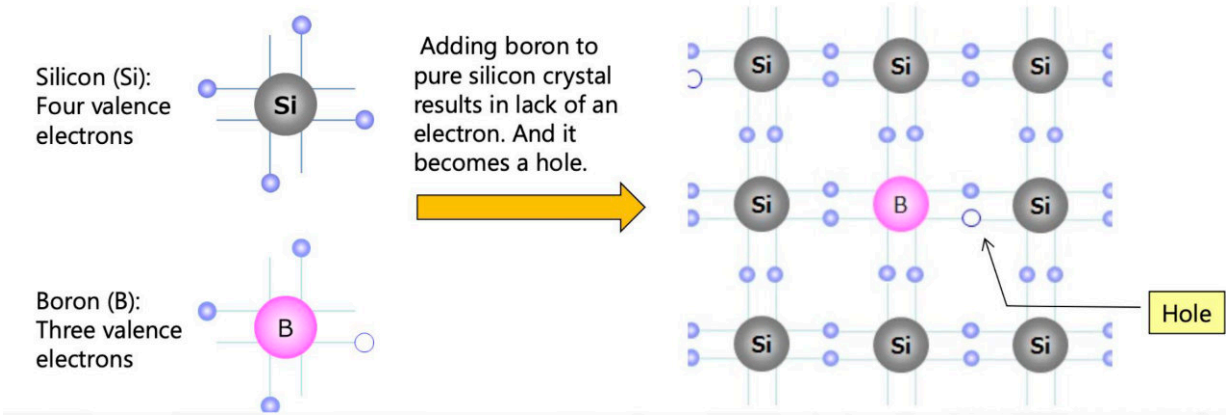
Cuando se adiciona a un elemento delgrupo IV (como el Si) una cantidad pequeña de impurezas del grupo III , como el B o In, es posible formar semiconductores del tipo “P”.

Como los elementos del grupo 4, como el Si, tienen enlaces covalentes con otros elementos, al adicionarle una pequeña cantidad de B (+3) como ejemplo, un electtrón hace falta en dichos enlaces, creando una “oquedad”.

Cuando un voltaje es aplicado en este estado, los electrones contiguos se mueven hacia la única oquedad existente y el lugar del electrón que se movió genera una nueva oquedad, provocando un movimiento detrás del otro hacia el polo negativo, generando un flujo de corriente.

Las partículas que llevan la carga en este tipo de semiconductores son los huecos u oquedades(portadores).

Debido a que los huecos se provocan por la deficiencia de electrones, estos portadores tienen una carganegativay por eso les denominan ”p-type semiconductors”.

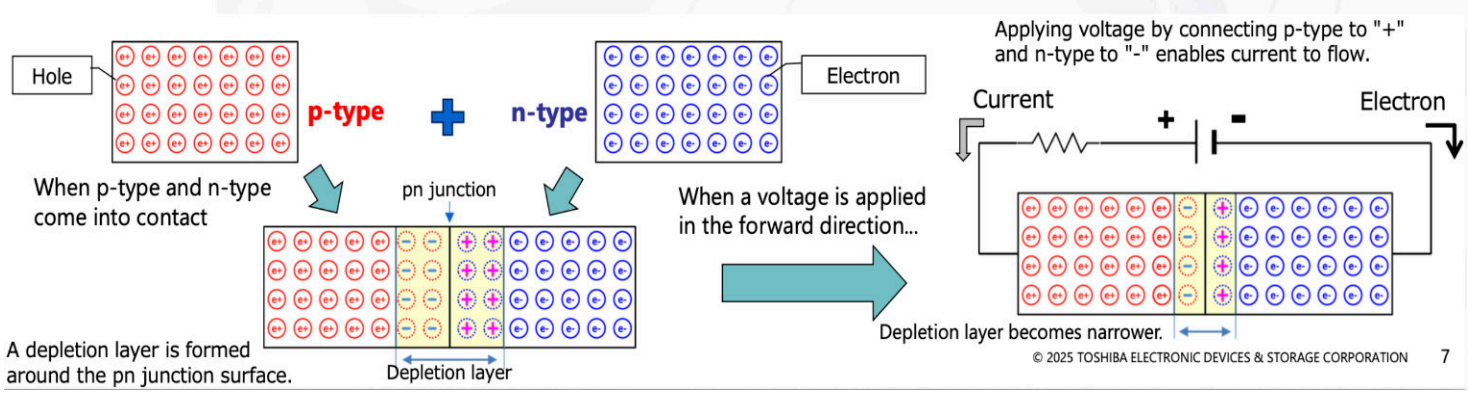


Fuente: Toshiba Electronic Devices 2025

UNIÓN DE SEMICONDUCTORES TIPO “P” Y TIPO “N”

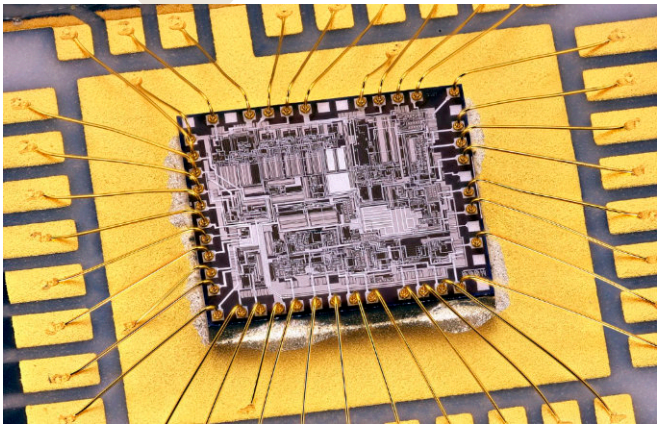
Cuando el proceso de dopaje hace que un semiconductor tipo ”p” y otro “n” estén adyacentes, los portadores de cada uno (electrones y huecos) se atraen entre sí, se combinan y forman una capade “agotamiento”enlaunión, cuyo estado se parece más al de un aislante.

Si se aplica un voltaje conectando el semiconductor tipo “p” al polo positivo y en “n” al negativo, la capa de agotamiento se vuelve más angosta y permite que la corriente fluya .



CIRCUITO INTEGRADO (Chip/microchip)

Un circuito integrado (CI) es una estructura de pequeñas dimensiones (eran de algunos mm^2), elaborada con algún material semiconductor, sobre la que se fabrican circuitos electrónicos mediante fotolitografía, protegida por un encapsulado de plástico o cerámica.



"El cerebro de los dispositivos electrónicos modernos"

FOTOLIGRAFÍA

Definición: Proceso que utiliza una máscara que se coloca sobre la oblea de silicio para grabar patrones de circuitos.

Proceso:
+
1. Limpieza :Como preparación de la oblea
2. Fotorresistencia : Capa uniforme de material fotosensible (resina o barniz) sobre superficie
3. Horneado suave : Elimina humedad y estabiliza la capa material fotosensible
4. Se alinea la máscara sobre oblea y se expone a la luz ultravioleta a través de la máscara

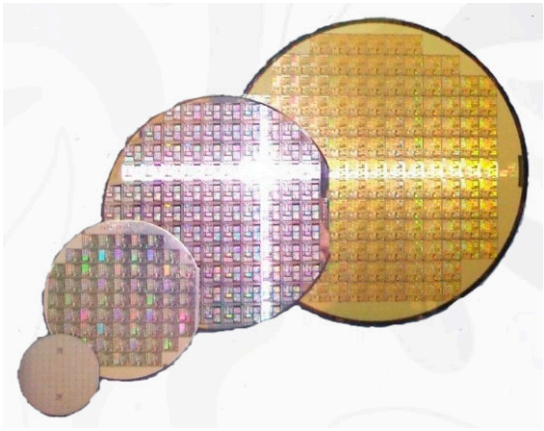
Oblea de Si fotolitrografiada

FOTOLIGRAFÍA

Definición: Proceso que transfiere un patrón sobre la oblea mediante grabado.

Proceso :

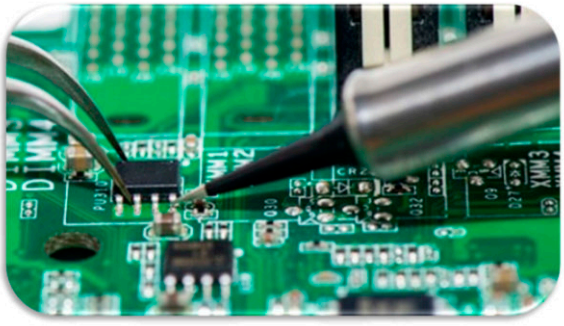
5. Revelado :Se aplica solvente a la fotorresistencia y revela el patrón en el sustrato
6. Horneado2 Endurece la fotorresistencia restante
7. Grabado : Las áreas no cubiertas por la fotorresistencia, se graban con ácidos o con láser
8. Limpieza final : Se elimina la fotorresistencia restante y se deja el patrón grabado sobre la oblea de Si, base de la fabricación del circuito integrado o microchip



Obleas de Si fotolitrografiada

CIRCUITO INTEGRADO (Componentes)

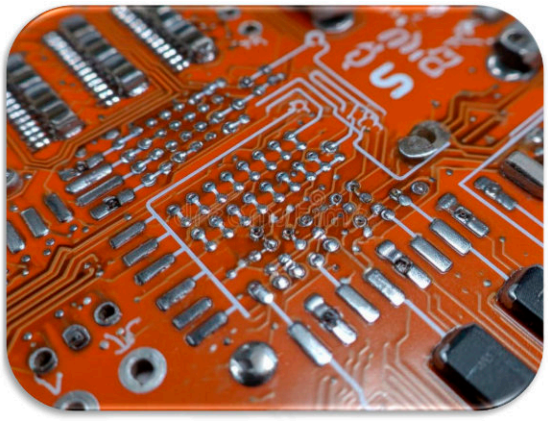
- Oblea de material semiconductor
- Miles o millones de componentes electrónicos como transistores, diodos, resistencias y condensadores. Estos componentes se conectan entre sí mediante múltiples interconexiones metálicas para formar un circuito funcional complejo en un espacio muy reducido. Para protegerlo, el chip se encapsula en una carcasa de plástico o cerámica.



COMPONENTES ELECTRÓNICOS DE LOS MICROCHIPS

Circuitos miniaturizados sobre la oblea:

- Transistores
- Diodos
- Resistencias y condensadores
- Conectores (cables finos de Cu principalmente)

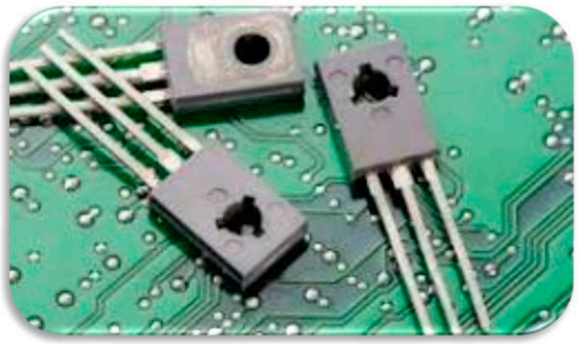


TRANSISTORES

Transistores: Actúan como interruptores electrónicos y amplificadores de corriente.

Interruptor: Puede trabajar en estado “encendido”, que deja pasar la corriente, o de “apagado” (no deja pasar la corriente. Esta fución es fundamental para los dispositivos digitales (”1” y “0”)

Amplificador: Una señal de entrada débil se amplifica para producir una señal de salida mayor, función esencial en disposiitivos de audio, radio y todo equipo que requiera aumentar potencia de una señal.



D I O D O S

Diodos: Permiten que la corriente eléctrica fluya en una sola dirección y bloquearla en la opuesta, actuando como un interruptor o válvula unidireccional.

PRINCIPALES FUNCIONES:

- Rectificación: Convierte CA en CC para que los dispositivos funcionen con la energía de la red eléctrcia
- Protección: Protegen los circuitos de polaridad inversa, evitando daños si la fuente se conecta al revés.
- Conmutación: Actúan como interruptores que controlan la dirección del flujo de corriente, impidiendo que pase en un sentido y permitiéndola en el otro.
- Iluminación: Los diodos LED emiten luz cuando la corriente los atraviesa

OTROS ELEMENTOS PARA MICROCHIPS

ARSÉNICO
- Como metal de alta pureza para producir compuestos semiconductores (GaAs e InAs)
- Usos: Aplicaciones biométricas, comunicaciones, computadoras, electrónica y celdas fotovoltaicas.
- Exportador principal: China

COBALTO
- Utilizado para microchips para todo tipo de usos
- Mineral y subproducto del cobre
- Exportador principal: República del Congo

ARSENIURO DE GALIO
- Ayuda en la conducción de electrones en un microchip
- El Ga o GaAs son de alta pureza
- Productores: China, Alemania, Japón y Ucrania

PALADIO
- Se usa para el revestimiento o enchapado
- Productores: Rusia, Sudáfrica, Italia y Alemania.

TIERRAS RARAS
- Para semiconductores de las áreas de comunicación y defensa principalmente
- Productores: China, USA, Estonia, Malasia, Japón.

ESCANDIO
- Para fabricar óxido de escandio y nitruro de Al y Sc
- Propiedades eléctricas y piezoeléctricas* de microchips

*capacidad para convertir la presión mecánica en energía eléctrica y viceversa.

TITANIO
- Se usa como barrera metálica en los microchips
- Productores: Japón, Kazajistán.

FLUORITA (derivados)
- Para producir flúor gas o HF para los procesos de grabado y limpieza en la fabricación de microchips
- Productores: China y México (CaF_2); China y Alemania (HF)

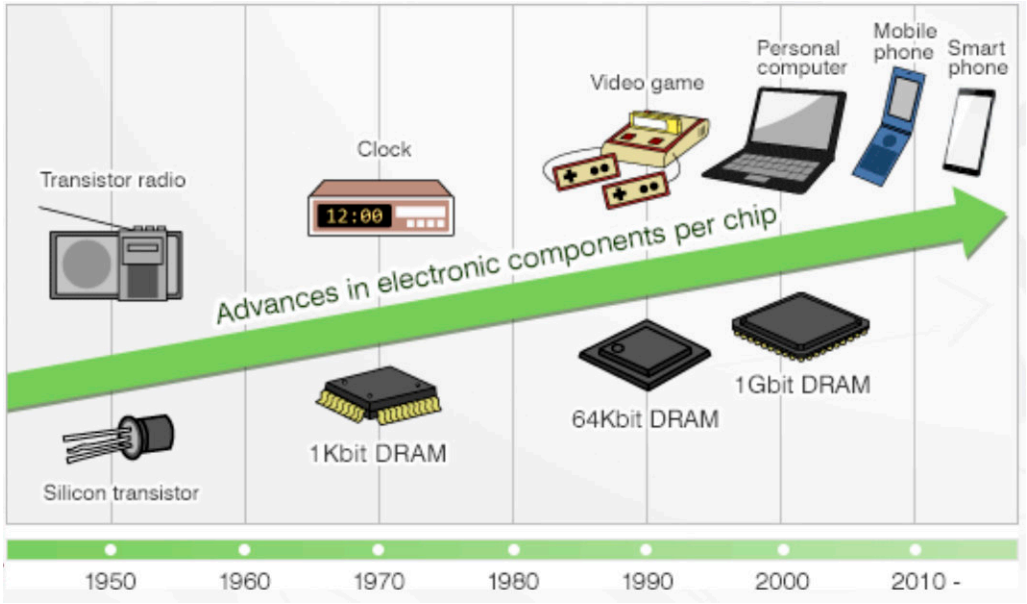
FÓSFORO (derivados)
- H_3PO_4 para el tratamiento de las superficies en el proceso de grabado
- Productores: USA, Alemania y Japón

GASES NOBLES
- Ne, Ar y Kr de alta pureza, usados para láseres de alta presión para procesar patrones en los microchips
- Productores: Rusia y Ucrania

Empresas de SiO_2 en México

NOMBRE	ESTADO	PUREZA	USOS
Arena Sílica de Juanita, S.A. de C.V.	Ciudad de México	98 %	Filtros, moldes, campos de golf
Arena sílica y feldespato COVIA	Veracruz	99.6 %	* Vidrio, cerámica, polímeros, etc.
Sílica del Potosí, S. A. de C. V.	San Luis Potosí		
Sílices de México, S.A. de C.V.	Veracruz		
Sílices del Istmo, S.A. de C.V.	Veracruz		
Banco Sílica de Juanita	Veracruz	98 %	Filtros, moldes, campos de golf
Mina Jaltipan	Veracruz	99.6 %	* Vidrio, cerámica, polímeros, etc.
Mina Sisa	Veracruz		
Planta Sílica Potosí	San Luis Potosí		
Planta Sílices de México	Veracruz		

CAMBIOS TECNOLÓGICOS



OTRAS APLICACIONES ACTUALES

Barco carguero llamado Pyxis Ocean, con velas con tecnología Wind-wings, que reducen los requerimientos de combustible convencional hasta en un 30 %.

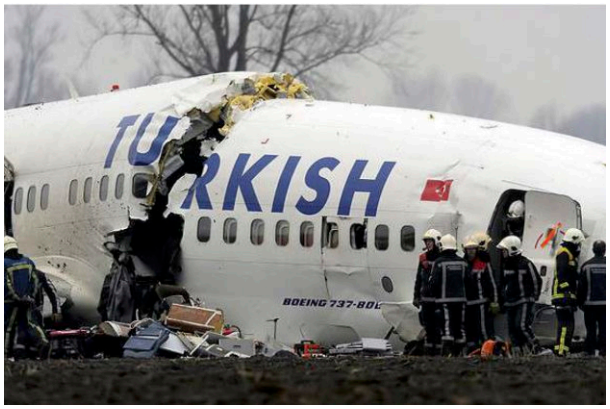
Podría representar un ahorro de 1.5 t de comubstible al día por cada vela, lo que reduciría la emisión de CO_2 en 9.3 t por día de viaje.

Hacia dónde va el liderazgo en minería en tiempos actuales

REGRESAR A LO BÁSICO

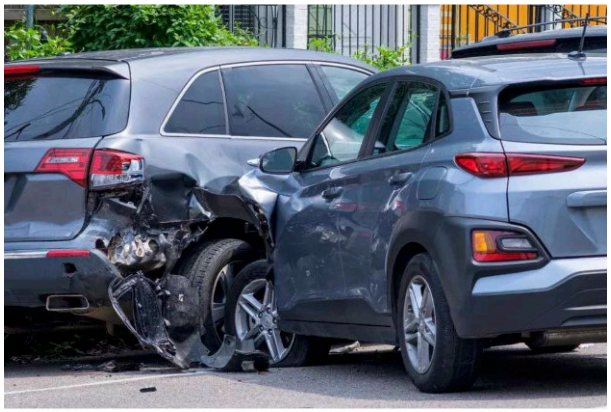
Ing. Manuel Yescas Alvarado, fundador Onesoul Consultoría
www.onesoul.com.mx

ANTECEDENTES

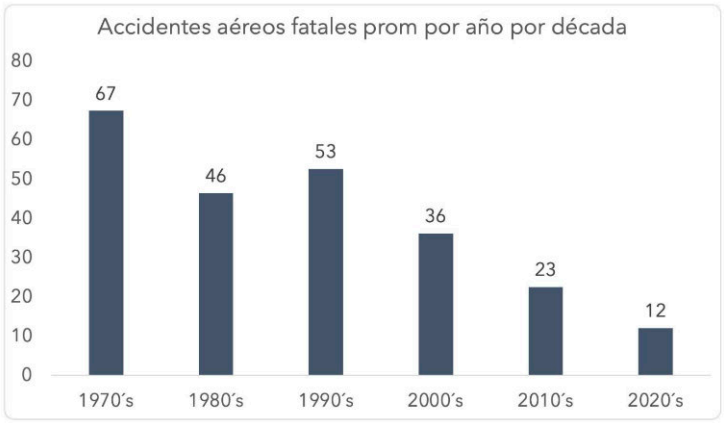


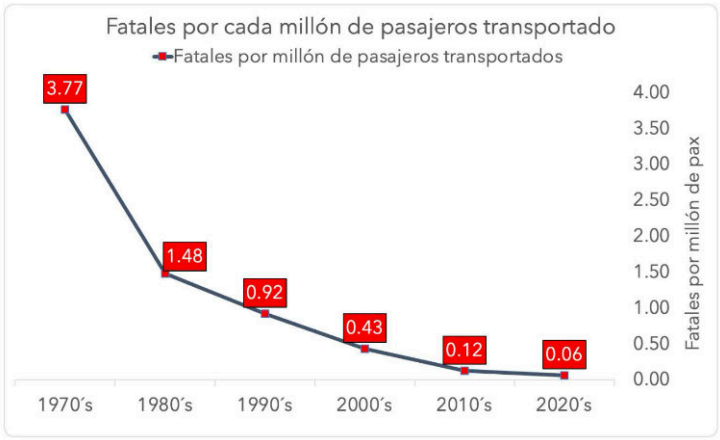
Según la Administración Federal de Aviación de los Estados Unidos, la probabilidad de morir en un accidente de aviación comercial es de aproximadamente 1 en 8 millones de vuelos.

Según el Consejo Nacional d, fundador Onee Seguridad de los Estados Unidos, la probabilidad de morir en un accidente automovilístico en ese país es de aproximadamente 1 en 107.



Tendencia de accidentes aéreos con fatalidades





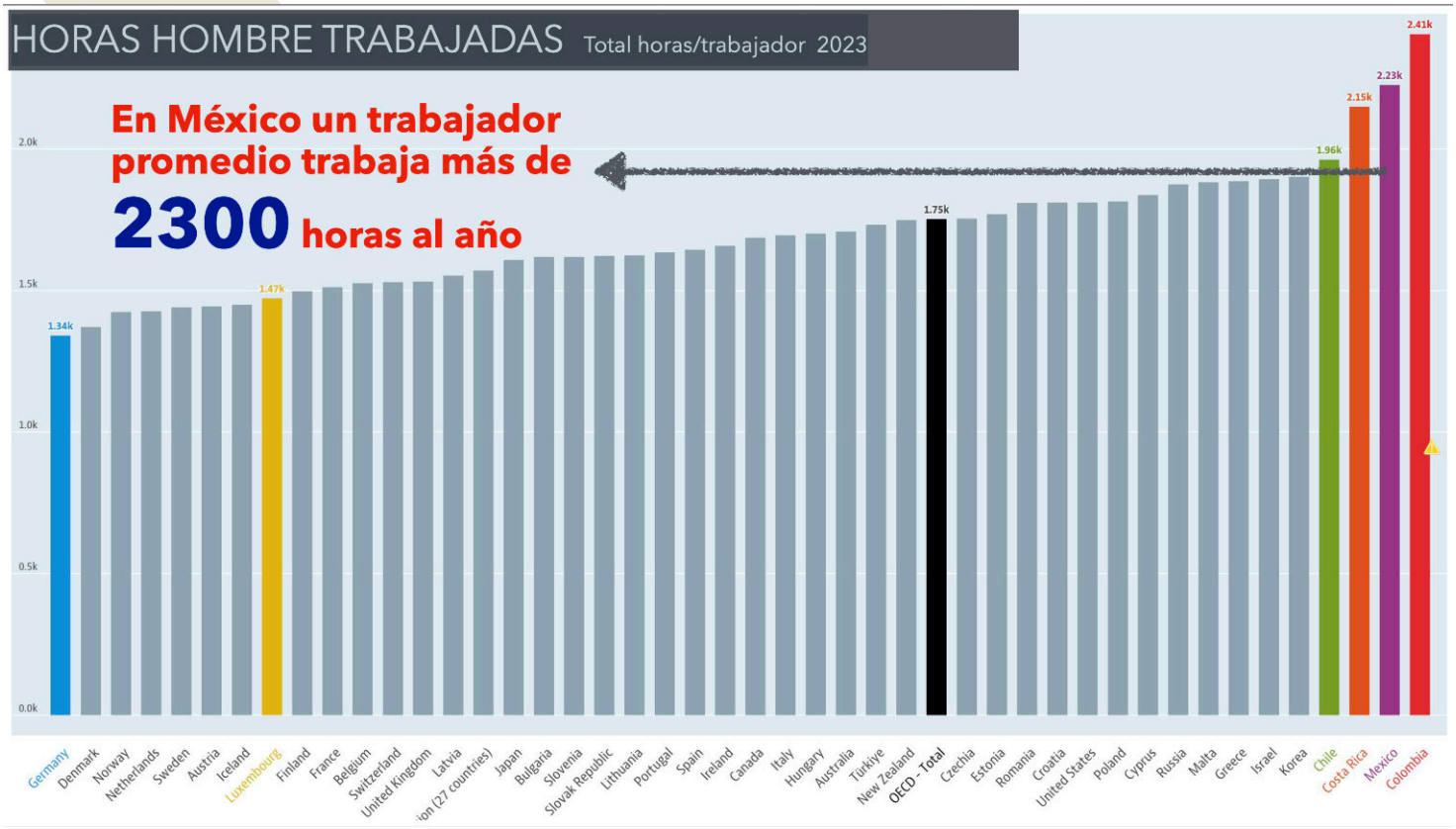
"Es ínfimamente baja la probabilidad del que una persona sufra un accidente de aviación comercial durante toda su vida, aún y cuando vuele diariamente el resto de los días de su vida".

Tendencia de pasajeros transportados

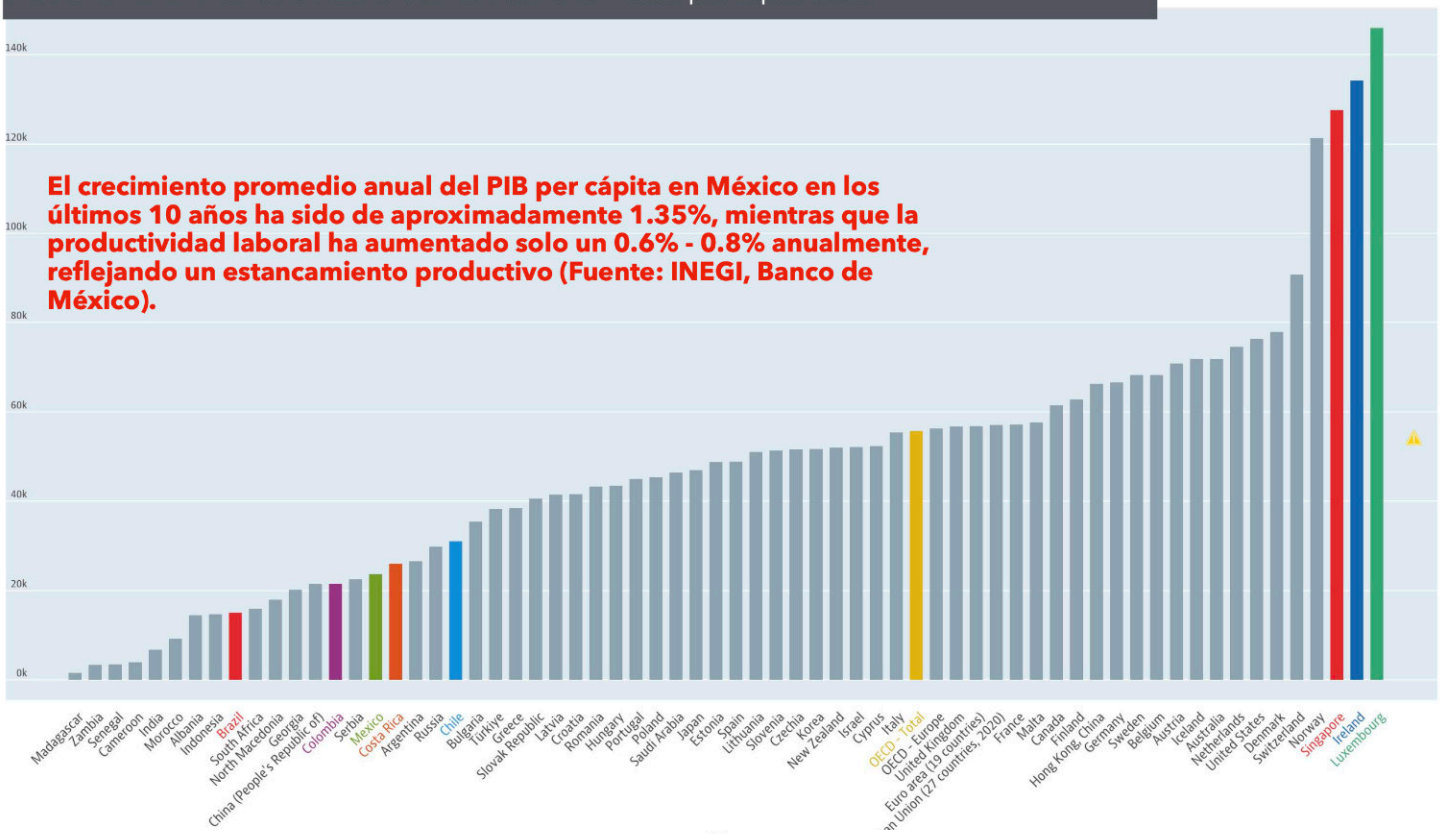
TU LIDERAZGO
¿Está SOLUCIONANDO Problemas?, o
¿Está CREANDO Resultados?
¡De esta respuesta depende su
FUTURO INMEDIATO!

PRODUCTIVIDAD

Aportación incremental, medible y consistente de valor y desempeño, es decir, hacer las cosas realmente importantes más rápido y mejor, siempre.

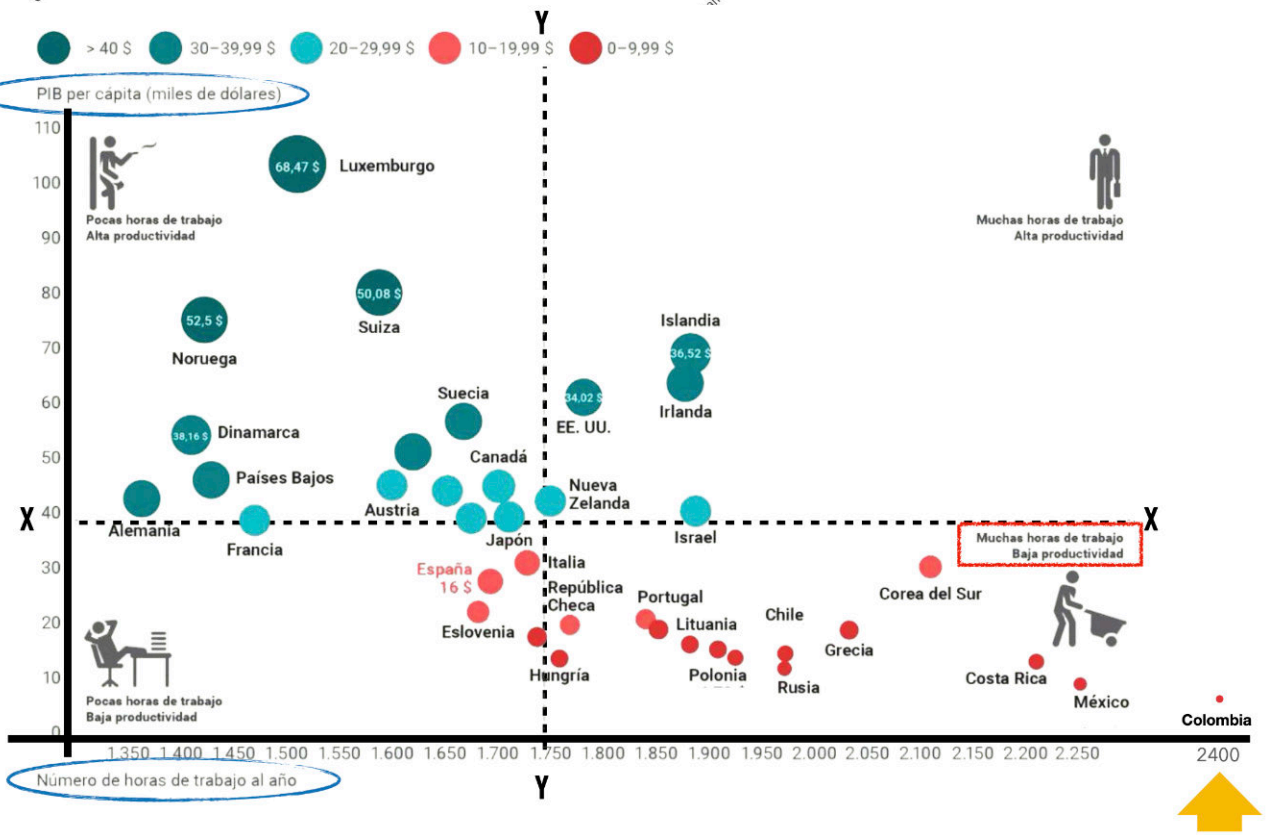


PRODUCTO INTERNO BRUTO USD/per capita 2023

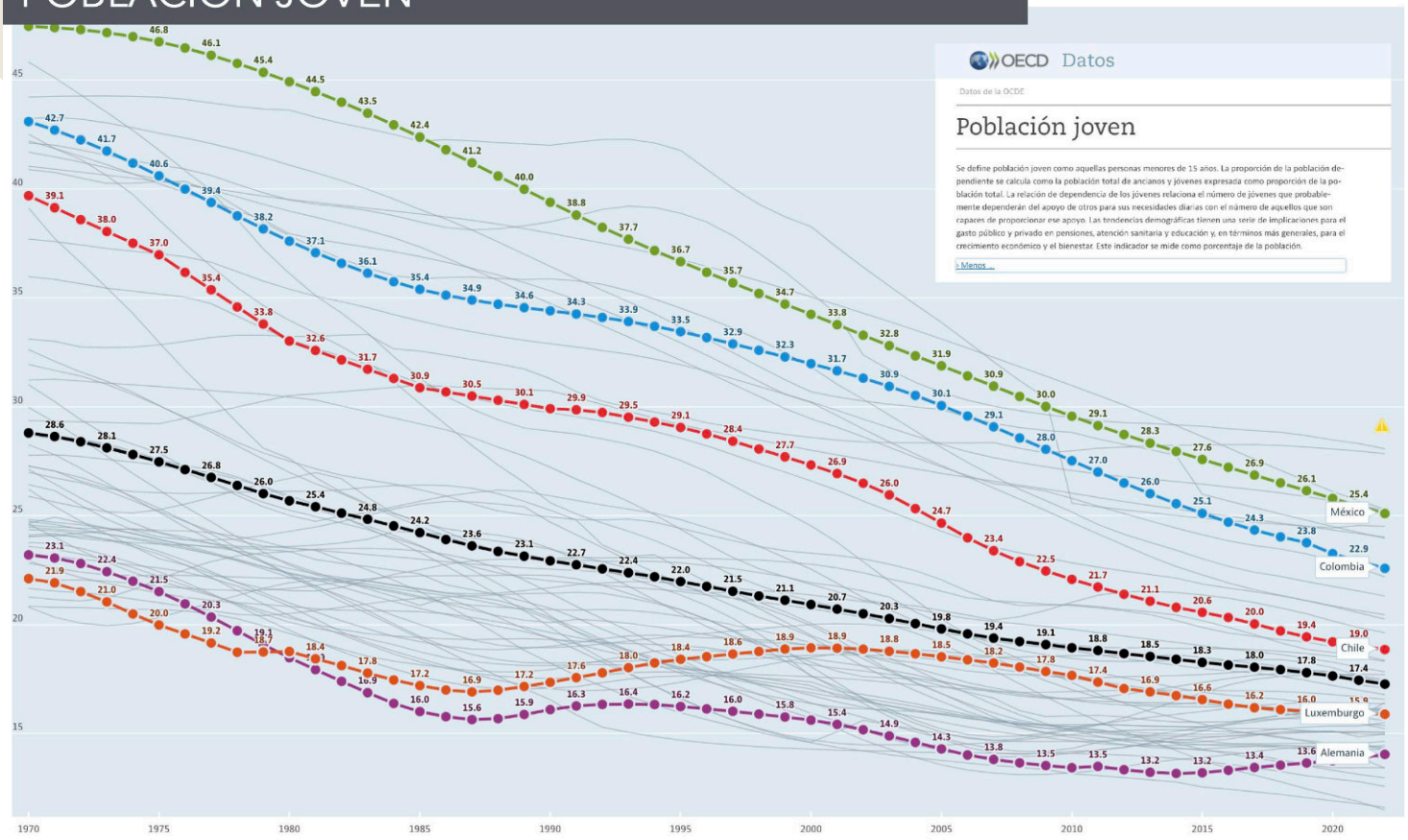


El crecimiento promedio anual del PIB per cápita en México en los últimos 10 años ha sido de aproximadamente 1.35%, mientras que la productividad laboral ha aumentado solo un 0.6% - 0.8% anualmente, reflejando un estancamiento productivo (Fuente: INEGI, Banco de México).

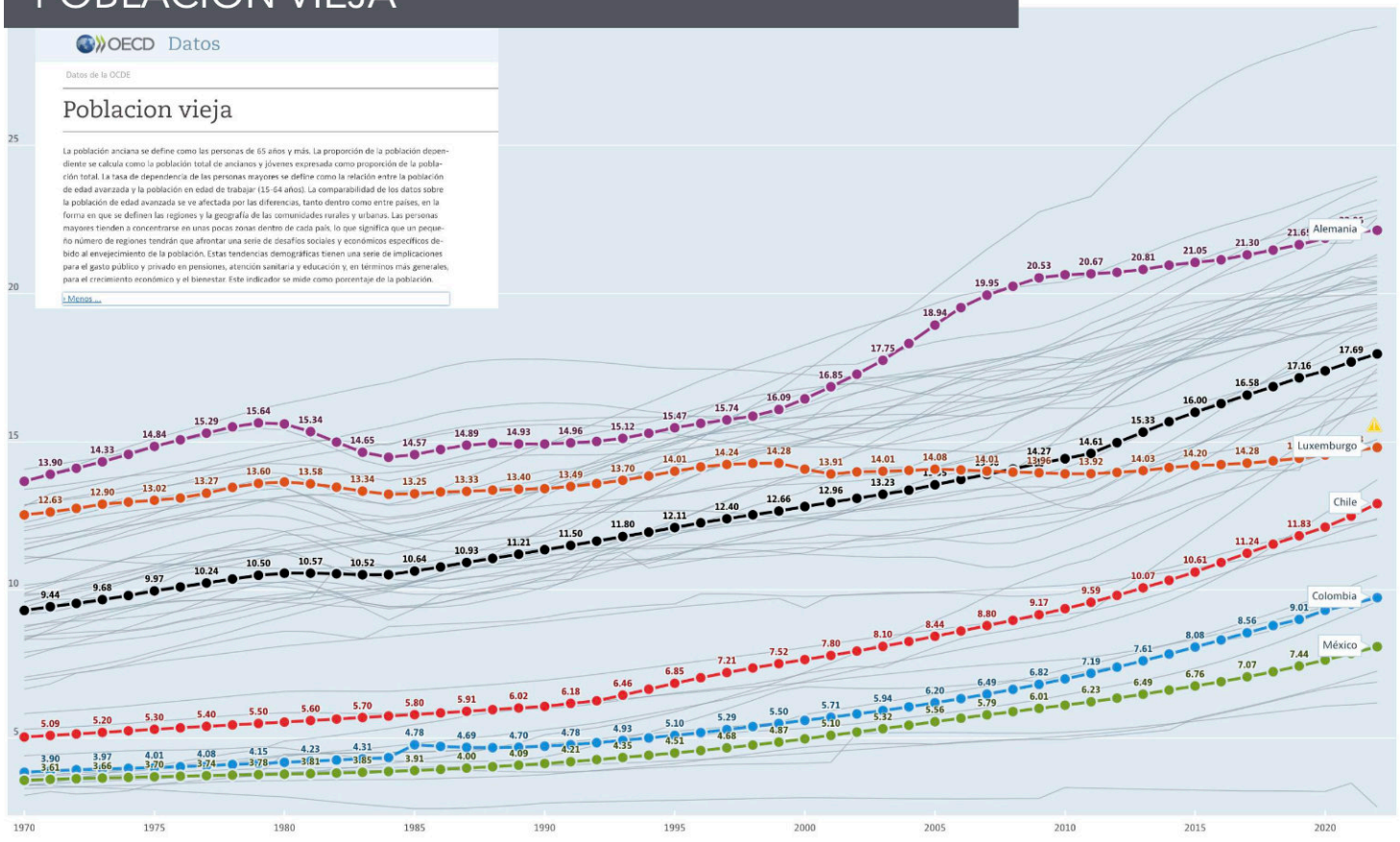
Países donde se trabaja menos pero la productividad es más alta y viceversa.



POBLACIÓN JÓVEN

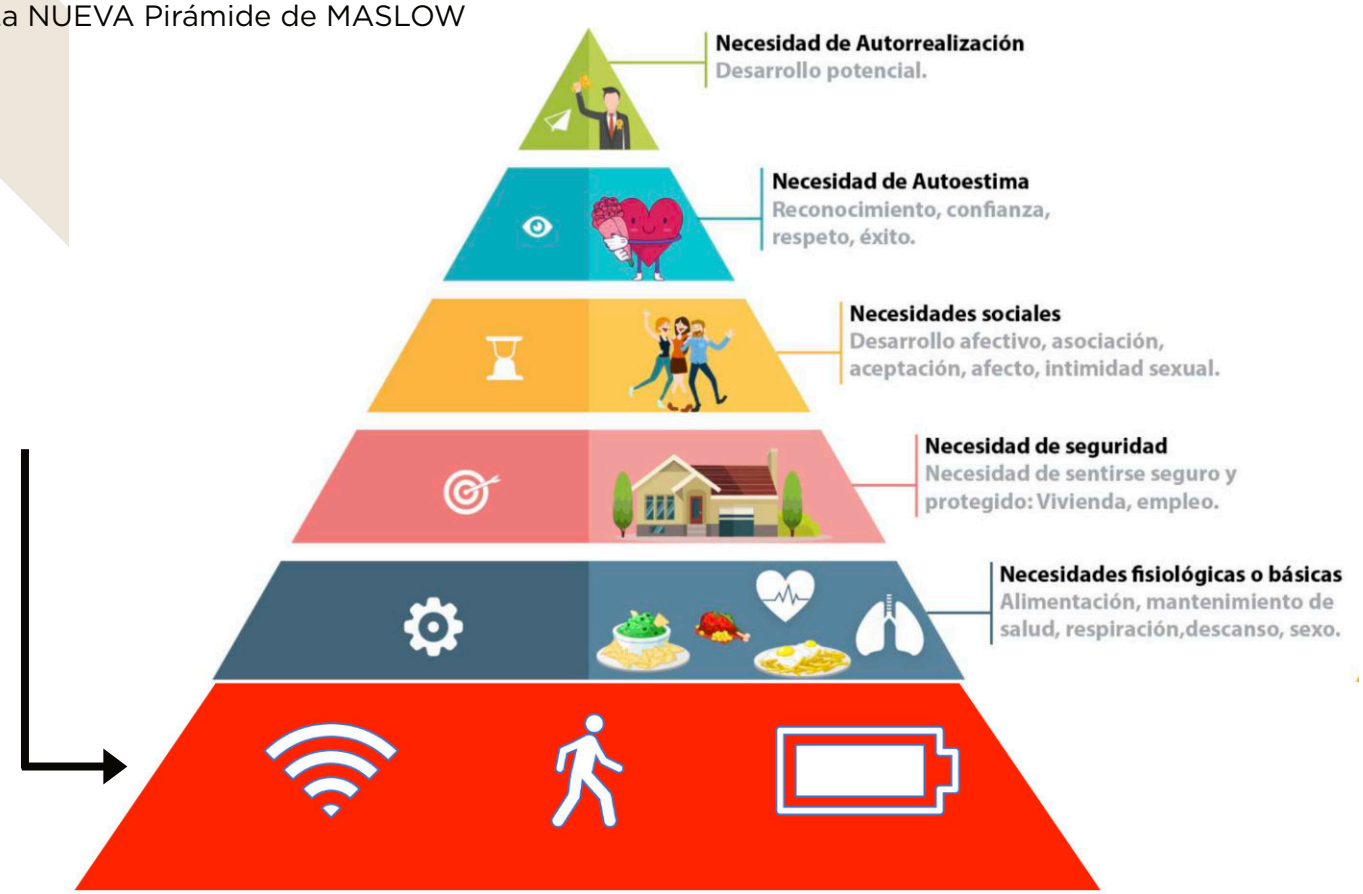


POBLACIÓN VIEJA



La Pirámide de MASLOW

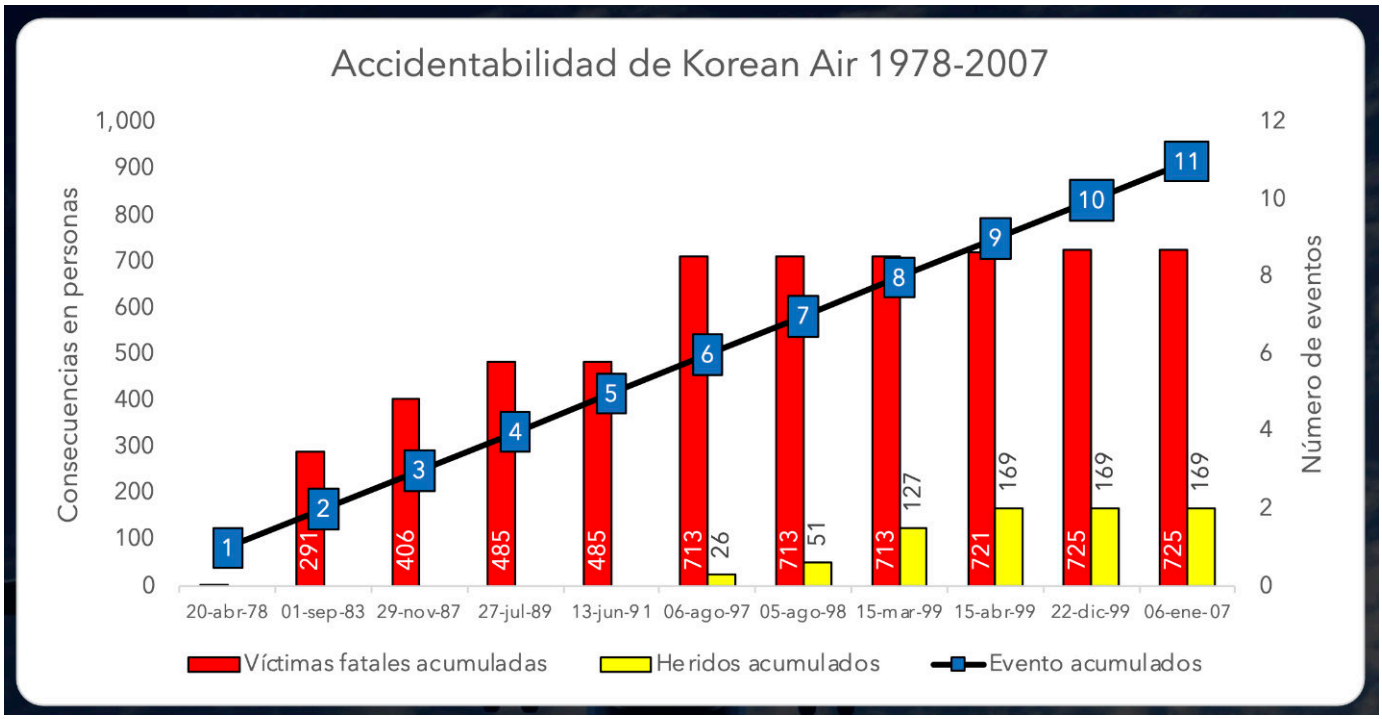
La NUEVA Pirámide de MASLOW



KOREAN AIR

Fundada en 1969 Korean Air comenzó operaciones con vuelos hacia Hong Kong, Taiwán y Estados Unidos, sin embargo a partir de 1978 una serie de accidentes lo convirtieron en una de las aerolíneas más inseguras del mundo.

Vuelo	Fecha	País	Equipo	Tipo	F	H	Causa investigada	Patrón detectado
FL 902	20 Abr 78	URSS	B707-300	A	2	0	Derribado por caza ruso.	Error piloto / técnica de vuelo.
FL 007	1 Sep 83	URSS	B747-200	A	289	0	Derribado por caza ruso.	El Piloto no acató las advertencias del Copiloto sobre la posición de la aeronave.
FL 858	29 Nov 87	Irak	B707-3B5C	A	115	0	Atentado terrorista.	
FL 803	27 Jul 89	Libia	DC-10-30	A	79	0	Impacto en terreno por mal tiempo.	El Piloto insistió sin sentido en aterrizar a pesar de condiciones de mal tiempo.
FL 376	13 Jun 91	Cora del Sur	B727-200	EAP	0	0	Se posó sobre a pista sin tren de aterrizaje.	El Piloto cedió los controles al Copiloto de recién ingreso y el Piloto por su antigüedad no ejecutó el Check list de aterrizaje por sentirse confiado.
FL 801	6 Ago 97	Guam	B747-300	A	228	26	Impacto en terreno por mal tiempo.	El Piloto, un General retirado de altas condecoraciones no acató las débiles advertencias de Copiloto e Ingeniero
FL 8702	5 Ago 98	Alemania	B747-400	A	0	25	Aterrizaje con mal tiempo y error al accionar las reversas de los motores.	Se encontró que la comunicación entre el Piloto y el Copiloto estaba rota desde antes del aterrizaje.
FL 1533	15 Mar 99	Corea del Sur	MD83	A	0	76	Aterrizaje con mal tiempo con touchdown 1500 ft después de la zona y una no ida al aire. Demora al accionar las reversas.	Se encontró que activaron las reversas 27 segundos después del aterrizaje, es decir encontraron una falta de coordinación en cabina.
FL 6316	15 Abr 99	China	MD11	A	8	42	Impacto contra el terreno por pérdida de la ubicación espacial y altura errónea.	El copiloto confundió las instrucciones de ATC proporcionadas en metros, las comprendió en pies y así las informó al Piloto.
FL 8509	22 Dic 99	UK	747-2B5F	A	4	0	Impacto contra el terreno al despegue. Mal funcionamiento de instrumento.	El Piloto no escuchó a su Copiloto e Ingeniero de vuelo ante un error evidente de su parte.



En promedio de 1978 a 1997 cada 792 días ocurría en Korean Air un accidente catastrófico, pero entre 1997 y 1999 cada 173 días se accidentaba un avión de Korean Air.

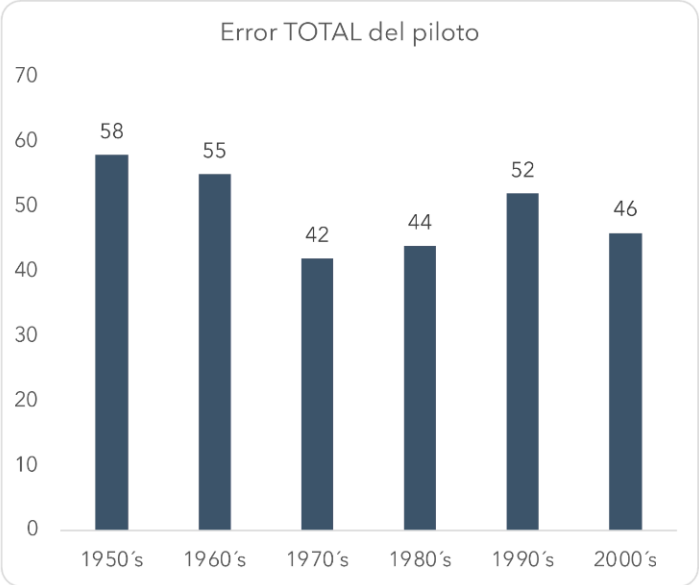
- 10 accidentes en 21 años
- 725 víctimas fatales
- 169 personas lesionadas
- 10 aeronaves perdidas

Principales errores humanos de los Pilotos:

Causas principales de los errores de los pilotos:

1. Errores de juicio.
2. Comunicación inadecuada*.
3. Fatiga.
4. Distracciones.
5. Incumplimiento de los procedimientos.

*** En esta causa influye con gran relevancia el índice de Distancia al Poder (PDI) describe cómo los miembros menos poderosos de una sociedad aceptan y esperan una inequidad del poder.**



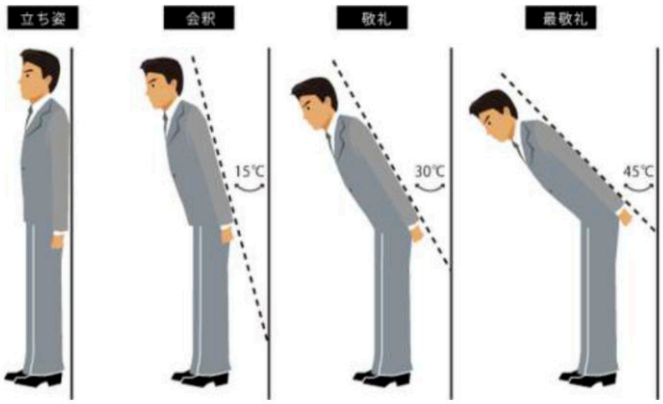
La influencia militar en Korean Air y la herencia cultural marcada por el pasado ponían en relieve el alto índice de DISTANCIA AL PODER ** que existía en este país.

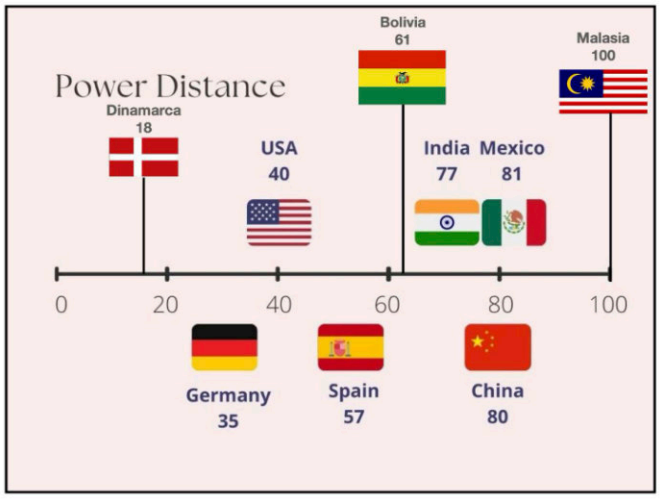
** IDP (Índice de distancia al poder).

Índice de Distancia al Poder: ALTO IDP: Personas con muy poca o nula confianza de poder dirigirse a su nivel superior (sea cual sea la figura de superioridad creada) para externar cualquier razón de desacuerdo, aún y cuando sepa que las cosas podrían salir mal o inclusive aún y cuando sepa que
la vida de alguien peligra.

El IDP se mide en una escala de 0 a 100, y se refiere al grado en que las personas de una sociedad aceptan o esperan la distribución desigual de poder y la autoridad.

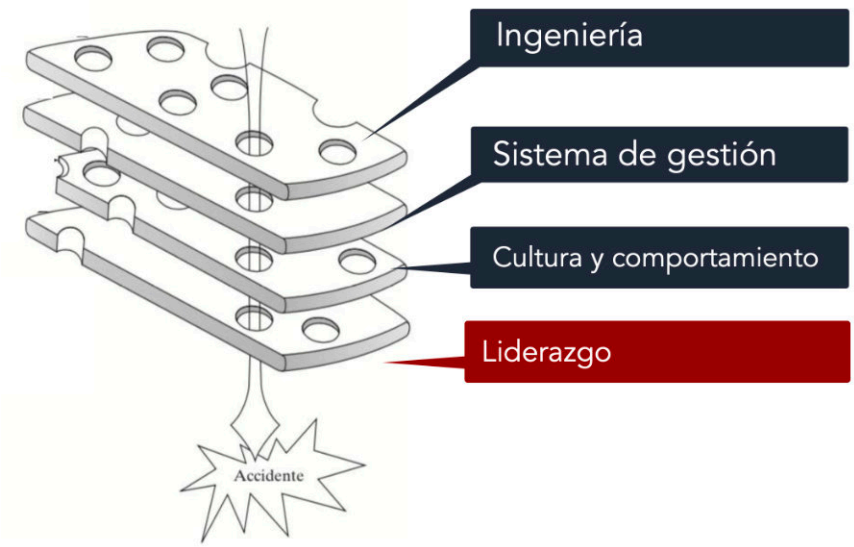
Las culturas con un IDP alto tienden a ser jerárquicas y a valorar la autoridad y el respeto por la posición social.





LIDERAZGO
EL MÁXIMO VALOR
SALVAGUARDAR PERSONAS

Elementos omitidos que generan ACCIDENTES, modelo del queso suizo



Oleadas del LIDERAZGO PREVENTIVO

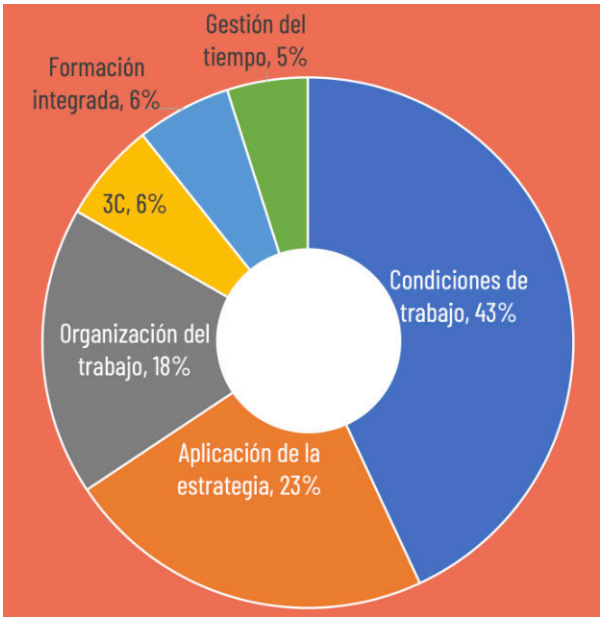
Oleadas del esfuerzo PREVENTIVO

Los disfuncionamientos

Hemos detectado 181
Diferentes sintomatologías de disfuncionamientos

TOP 15 mayores disfuncionamientos en minería subterránea:

1. Falta del equipo y materiales para realizar el trabajo
2. Insuficiente atención a la seguridad de parte de los líderes
3. Algunos puestos no realizan funciones adecuadamente
4. Falta de básicos de comodidad y confort del personal en el trabajo



5. Los procedimientos laborales generan desconfianza e inconformidad.
6. Sentimientos de falta de consideración
7. Falta de capacitación al personal
8. El sistema de remuneración o compensación no está estructurado adecuadamente
9. La organización del trabajo no es eficaz
10. Falta de personal en las áreas operativas
11. El estilo de dirigir es autocrático o impositivo de parte de los líderes
12. La infraestructura en la empresa es insuficiente o no existe
13. Falta de eficiencia en el mantenimiento del equipo de mina
14. Falta de 3C (comunicación, coordinación, concertación) entre áreas
15. Incumplimiento de reglas y procedimientos operativos y administrativos

El mayor disfuncionamiento:
Falta de SINCRONIZACIÓN

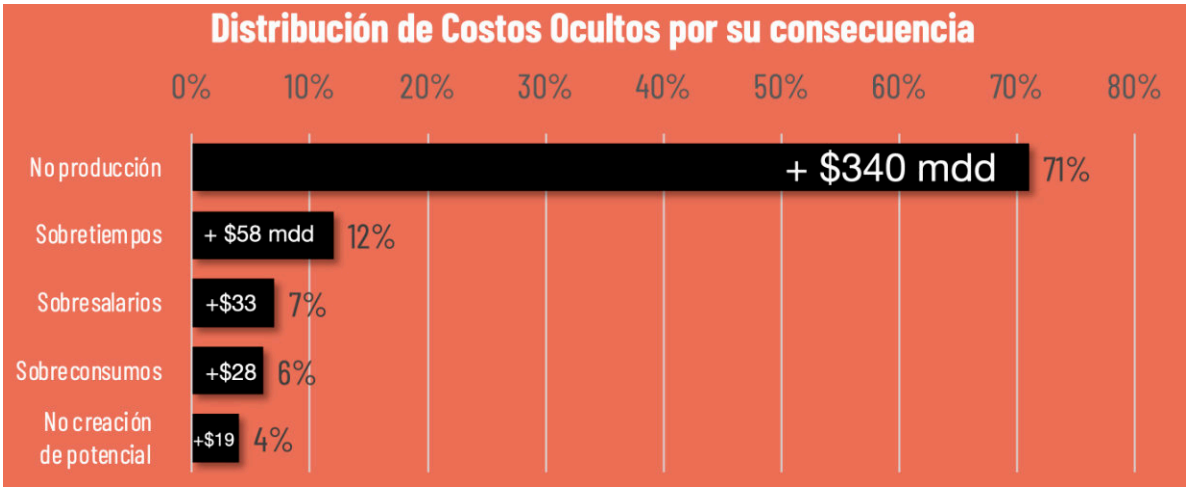
Causa raíz:
Desalineación de dos factores
EL SOCIAL Y EL ECONÓMICO

COSTOS OCULTOS

Hemos realizado 35
Diagnósticos de costos ocultos en operaciones mineras

+$480 mdd totales

$13.7 mdd por operación



Principales Costos Ocultos Operación Mina

Principales Costos Ocultos Mantenimiento Mina

Principales Costos Ocultos Recursos Humanos

El uso del correo electrónico

De acuerdo a nuestros análisis hemos calculado un tráfico

+150,000

Correos electrónicos en un periodo de 30 días en organizaciones promedio con 400 usuarios de correo*

*** No todos los empleados en las organizaciones tienen correo electrónico**

Nuestra Humanidad "Tecnólogica"

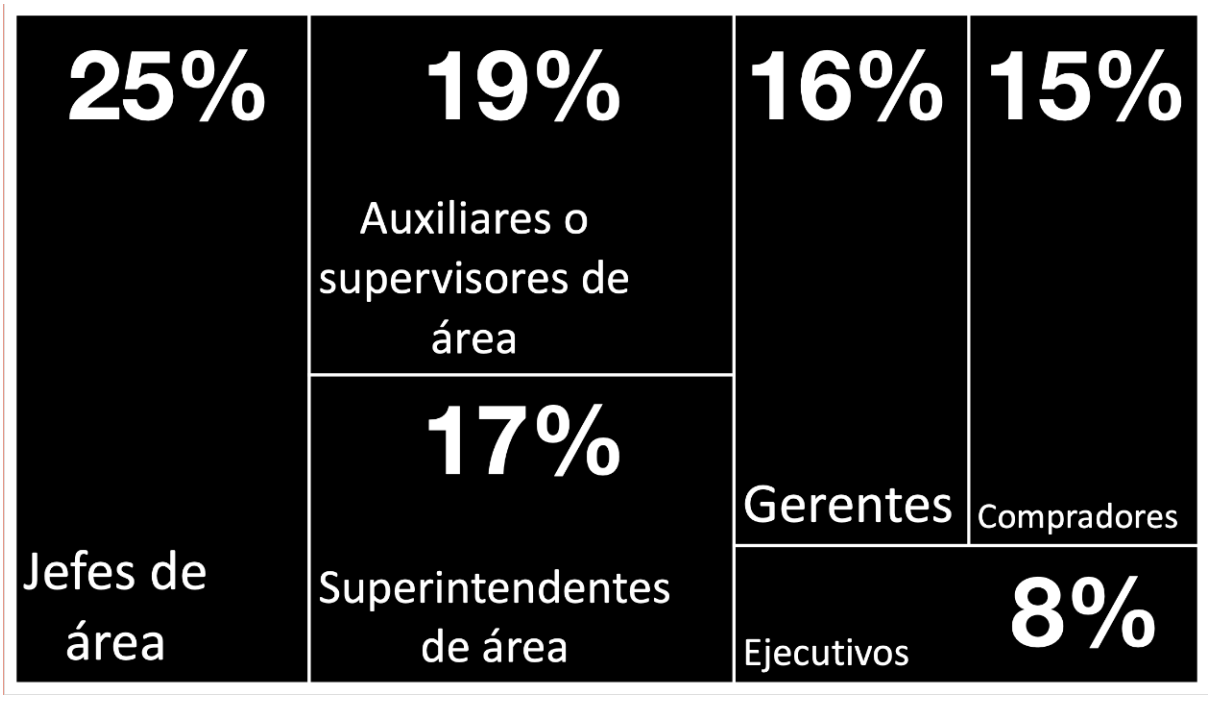
Correo saliente 27%
Correo entrante 73%

Se le da lectura solamente al 82.4%
De los correos entrantes

Correo entrante o saliente 24/7
211 Por hora

Esto significa que en promedio cada usuario recibe o envía
375 Correos al mes

¿Quienes son los mayores usuarios del correo electrónico de acuerdo a su posición?



Realizamos muestreos aleatorios con usuarios de alto tráfico

3 Minutos en promedio dedican a leer cada correo.

200 - 400 Minutos al día

Las principales razones que los usuarios de alto tráfico argumentaron:

1. “Me gusta estar al tanto, he pedido que me copien de todo mis colaboradores”.
2. “Tengo entendido que dejar por escrito las comunicaciones dentro de la empresa es un tema de auditoría por eso lo hago”.
3. “En compras las relaciones con los proveedores deben ser auditables”.
4. “Es una forma de dejar evidencia de que estoy gestionando correctamente, las personas no hacen caso cuando todo es verbal”.
5. “Siempre que les marco por celular a las personas en las unidades para tratar asuntos no me contestan, por eso lo dejo por correo”.

¿Cuál es el mejor invento de la HUMANIDAD?

Ninguno de los anteriores

El mejor invento de la humanidad ha sido

LA ORGANIZACIÓN

EL LIDERAZGO
Es el cimiento de una excelente organización

EXPANSIÓN CON PROPÓSITO: EL MODELO DE PROSPERIDAD COMPARTIDA DE TOREX GOLD

Faysal Abhem Rodríguez Valenzuela
Vicepresidente Senior México, Torex Gold Resources Inc.

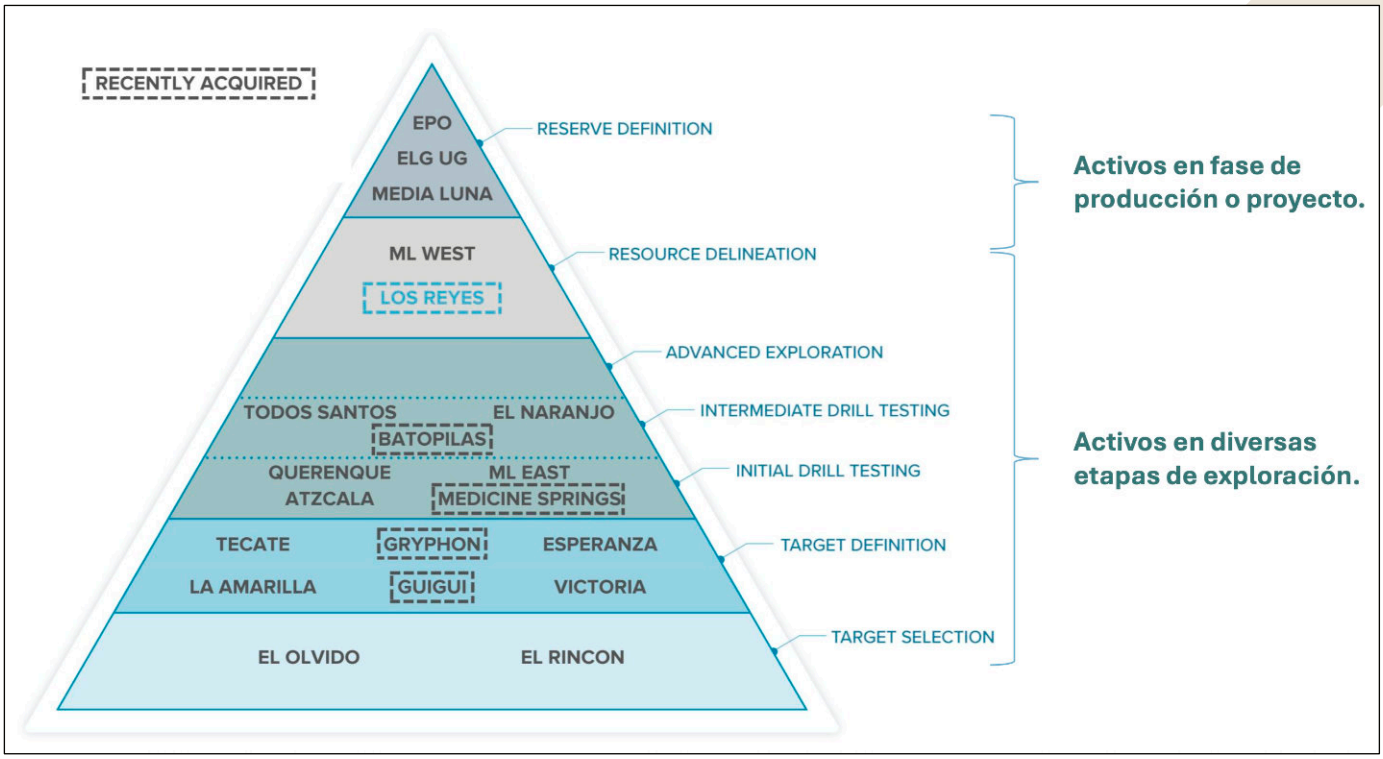
www.torexgold.com

¿Quiénes somos?

Productores de oro y concentrado de cobre con un sólido balance y un importante potencial de exploración.

- Torex Gold Resources tiene su base corporativa en Toronto.
- La producción y el flujo de efectivo actualmente están anclados al Complejo Minero Morelos en el estado de Guerrero, México.
- Desde 2023, la unidad minera El Limón Guajes es la productora #1 de oro en México.
- Con una inversión de más de 1,000 millones de USD, la Mina Media Luna reportó su primera producción comercial a finales del Q2 2025 completando así la ampliación del Complejo Minero Morelos en el estado de Guerrero.
- Prácticas y desempeño de Responsabilidad Social líderes en la industria.
- En 2025, Torex Gold adquirió propiedades en los estados de Sinaloa y Chihuahua en México, así como en Nevada, EEUU.

¿En qué estamos trabajando?



Propósito Organizacional

¿Cuál es nuestro propósito más allá de generar utilidades?

"Transformar los recursos minerales finitos en una prosperidad duradera, influyendo positivamente en todas las vidas que tocamos".

Nuestros pilares estratégicos

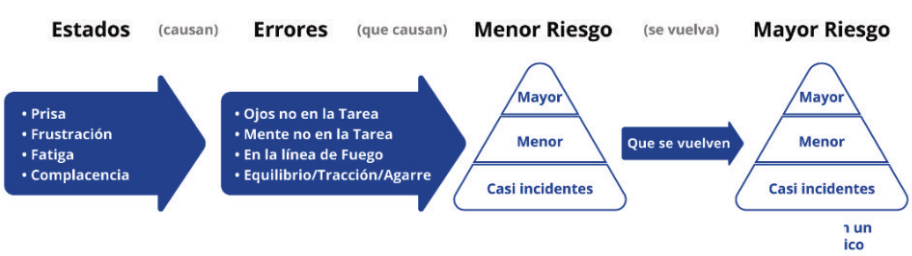
- LLEVAR A MEDIA LUNA A PLENA PRODUCCIÓN. DESARROLLAR EPO.
- OPTIMIZAR LA PRODUCCIÓN Y LOS COSTOS DE MORELOS.
- CRECIMIENTO DISCIPLINADO Y ASIGNACIÓN DE CAPITAL.
- AUMENTAR LAS RESERVAS Y LOS RECURSOS.
- RETENER Y ATRAER A LOS MEJORES TALENTOS DEL SECTOR.
- LÍDER DEL SECTOR EN MINERÍA RESPONSABLE.

- Desde 2023, Minera Media Luna se convirtió en la mayor productora de oro de México como unidad minera.
- Un estudio de impacto económico realizado por Deloitte determinó que Minera Media Luna actualmente aporta el 3% del Producto Interno Bruto del estado de Guerrero.
- Al cierre de 2024 contábamos con 1,333 empleados directos y 3,961 empleados indirectos. 70% del estado de Guerrero.
- De nuestros empleados directos, el 41% son provenientes de nuestras comunidades de influencia directa e indirecta. La mayor parte de ellos, del municipio de Cocula, Guerrero.
- 17% de nuestra plantilla laboral está conformada por mujeres.

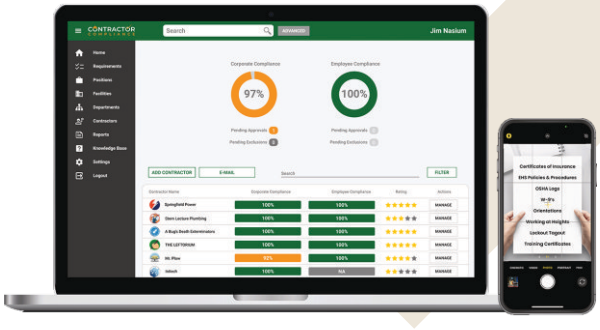
Herramientas de gestión

SAFESTART®

- Visión basada en el cambio cultural
- Se preocupa por la seguridad de los trabajadores de forma individual
- Se enfoca en el estado en que la persona se encuentra
- Inicio de la fase 2 de SafeStart.
- Formación de 13 instructores SafeStart.



- Liderando SafeStart. Entrenamiento a 50 Líderes de Equipo
- Entrenamiento a 153 Líderes de Equipo en Unidades de decisiones Críticas 1 y 2.
- Evalúe su estado a líderes de área. 97 LE entrenados.



- Es una plataforma basada en la nube, que ayuda a recopilar, cualificar, administrar y rastrear documentos de contratistas.
- Contractor Compliance se utiliza para monitorear el cumplimiento de las Normas de Seguridad e Higiene y los requisitos de cumplimiento normativo de los contratistas.
- Todos los contratistas deben precalificar antes del proceso de licitación para Minera Media Luna.
- La plataforma ofrece herramientas para supervisar proyectos y documentos administrativos, verificar y administrar contratistas, subcontratistas y proveedores.

Principios y estándares

ICN	Código Internacional de Manejo del Cianuro		Objetivos de Desarrollo Sostenible – ODS, NNUU
GISTM	Estándar global de la Industria sobre Gestión de Jales	VOLUNTARY PRINCIPLES	Principios Voluntarios de Seguridad y Derechos Humanos
IFC	Corporación Financiera Internacional	WORLD GOLD COUNCIL	Principios de Minería de Oro Responsable del Consejo Mundial del Oro
INDUSTRIA LIMPIA	Industria Limpia	TCFD	Equipo de tareas sobre la divulgación de información financiera relacionada con el clima

Medio Ambiente y Gestión del Agua

- Cero incidentes ambientales o derrames reportables.
- Certificación en 2024 Código Internacional para el Manejo del Cianuro.
- 98% de avance en el cumplimiento del Programa de Auditoría
- Voluntaria Industria Limpia de PROFEPA.
- Adquisición de la flota de vehículos de Mina Subterránea eléctricos a batería más grande de América Latina (87 equipos) y una de las más grandes de la industria minera con un ahorro de carbono anual estimado de 12,600 toneladas de CO_2e.

- Inauguración en 2025 de una Planta Solar, la primera en una instalación minera en México, de 8.7 MW.
- Construcción de una banda transportadora de mineral subterránea en el Túnel Guajes.
- Cero descargas de agua de contacto en cuerpos de agua.
- Se opera con el 66% de agua reciclada.
- Construcción de dos sistemas de tratamiento de aguas residuales a base de humedales artificiales para las comunidades reasentadas (La Fundición y Real del Limón).
- Construcción y operación de una planta potabilizadora de agua (La Fundición y Real del Limón).

Preservación de flora y fauna

- Dos viveros forestales en funcionamiento, los cuales en 2024 produjeron 20,543 árboles de especies nativas de la región y gracias a ello se reforestaron 55 hectáreas.
- Construcción y puesta en marcha de una Unidad de Manejo Ambiental (UMA) para la Conservación de la Vida Silvestre enfocada en la protección del Heloderma Horridum, especie amenazada de acuerdo con la NOM-059-SEMARNAT-2010.
- Construcción de dos Centros de Educación Ambiental en donde se imparten cursos de capacitación en temas ambientales a habitantes de la comunidad, empleados y contratistas.

Inversión, cohesión social y desarrollo

- En 2024, se realizó un gasto en adquisiciones locales por más de $22 millones de USD.
- En 2024, se realizaron pagos por más de $180 millones de USD por concepto de impuestos, regalías y otros gravámenes.
- 100 millones de pesos invertidos anualmente en programas de salud, infraestructura, educación, desarrollo comunitario y cohesión social en 13 comunidades de los municipios de Cocula y Eduardo Neri, beneficiando a más de 12,000 habitantes en el área de influencia de las operaciones.

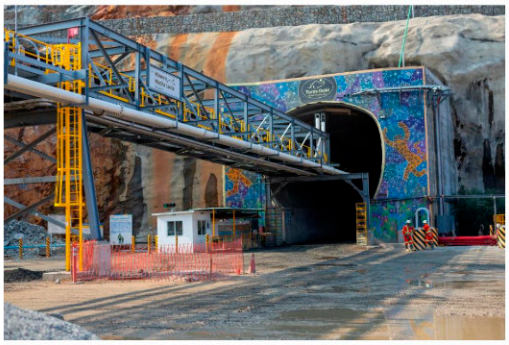
- 12 Convenios de Desarrollo Comunitario Participativo.
- Programa de becas "Avanzando Juntos" para estudiantes de nivel medio-superior y superior.
- Programa de mejoramiento y recuperación de espacios públicos "Enchulemos Juntos Nuestra Comunidad".
- Programa de Atención a grupos vulnerables.
- Sistema de Contratación de personal local a través de Comités Laborales de las comunidades.
- Programa Integral de fortalecimiento a las actividades primarias.
- Monitoreo Ambiental Participativo en coordinación con la Universidad Autónoma de Guerrero.

CASO DE ÉXITO: Convenios de Desarrollo Comunitario Participativo

- Los CODECOP tienen como objetivo final el diseño y ejecución de proyectos de desarrollo comunitario, los cuales se ejecutan a través de comités.
- Los comités se conforman de habitantes de cada comunidad con una representación obligatoria de mujeres y jóvenes, lo cual fomenta la participación ciudadana y genera un sentido de identidad en el proceso de toma de decisiones en los proyectos que se ejecutarán en sus comunidades.
- Entre los proyectos más comunes se encuentran los de desarrollo y mejora de infraestructura, iniciativas sanitarias, proyectos de agua y saneamiento, iniciativas de pesca y agricultura, e iniciativas educativas y culturales.

CASO DE ÉXITO: Convenio de Monitoreo Ambiental Participativo Universidad Autónoma de Guerrero-MML

- El convenio de Monitoreo Ambiental Participativo tiene como objetivo desarrollar procesos de investigación que le permitan complementar el conocimiento sobre las condiciones del Río Balsas, con el fin de mejorar las condiciones de la actividad pesquera y la calidad de vida de la población en general en esta región.
- El Banco Interamericano de Desarrollo reconoció la firma de este convenio como una de las mejores prácticas del sector minero en América Latina.
- Esta actividad fortalece las alianzas y fomenta la participación de las comunidades, la academia y la empresa en un mismo objetivo.



- En 2025 este convenio se renovó por noveno año consecutivo.

Nuestros siguientes pasos

- Iniciar la construcción de la mina EPO en Media Luna, Guerrero.
- Mantener la producción del Complejo Minero Morelos en 450,000 Oz Au Eq hasta 2030.
- Ampliar las actividades de exploración en el Complejo Minero Morelos.
- Continuar la exploración en los Proyectos Los Reyes, en Sinaloa y Batopilas en Chihuahua.
- Replicar el modelo de Minería Responsable de Torex en los proyectos de reciente adquisición.
- Llevar la cultura organizacional de Torex Gold a cada una de las propiedades.

Torex Gold
RESOURCES INC.

www.torexgold.com

MEDIO AMBIENTE

Heliostar Ana Paula: nueva ruta hacia un desarrollo sostenible

Ponentes:
Ing. Hernán Dorado Smith, VP de Sustentabilidad y Proyectos Especiales, Heliostar Metals
Ing. Gonzalo Gonzalez Valdovinos, Gerente de Relaciones Comunitarias e Institucionales, Heliostar Ana Paula

1. Abstract

Ana Paula, proyecto minero ubicado en Guerrero, México, ha sido replanteado estratégicamente tras su adquisición por Heliostar Metals en 2023. Originalmente diseñado como mina a cielo abierto, el hallazgo de un cuerpo de alta ley (High Grade Panel) motivó su transformación a mina subterránea. Este cambio de enfoque reduce significativamente la huella ambiental, disminuye el uso de agua, integra innovaciones como la biolixiviación (BIOX) y prioriza la sostenibilidad social y ambiental. Actualmente, el proyecto se encuentra en etapa de Estudio de Factibilidad y planea convertirse en un modelo de minería moderna en México.

2. Introducción: Heliostar Metals y su presencia en México

Heliostar Metals es una compañía minera de inversión canadiense enfocada en la exploración, desarrollo y producción de oro en México. En 2023, Heliostar dio un paso decisivo al adquirir el proyecto Ana Paula, ubicado en Cuetzala del Progreso, Guerrero. Este activo se convirtió en el eje de su estrategia de desarrollo en México. Durante 2024, la compañía consolidó su presencia en el país mediante la adquisición de operaciones mineras y proyectos de exploración avanzada. Actualmente tiene presencia en 5 Estados del país con los activos:

- Mina La Colorada (Sonora
- Mina San Agustín (Durango)
- Proyecto Cerro del Gallo, San Antón de las Minas (Guanajuato)
- Proyecto San Antonio (Baja California Sur)
- Proyecto Ana Paula (Guerrero)

Esta expansión marcó su transición definitiva de empresa exploradora junior a productora de oro, consolidando su crecimiento y su compromiso con una minería responsable y alineada con las mejores prácticas.

3. Antecedentes de Ana Paula

El proyecto Ana Paula se localiza en Cuetzala del Progreso, Guerrero, en una región con larga tradición minera y condiciones geológicas favorables para la presencia de oro y metales asociados. Este proyecto ha tenido inversiones previas por más de 100 millones de dólares, destinadas a trámites, infraestructura, campamento y estudios técnicos realizados por compañías anteriores.

Con la entrada de Heliostar Metals en 2023, se replanteó la estrategia de desarrollo para aprovechar los resultados de nuevos sondajes, mejorar la información geotécnica y metalúrgica, y enfocar la planeación hacia un modelo de minería subterránea, basado en la identificación de un Panel de Alta Ley (High Grade Panel) dentro del yacimiento.

Más allá de los beneficios técnicos, esta decisión también contribuye a disminuir la huella ambiental del proyecto: reduce el movimiento de tierras, limita el impacto visual y favorece un desarrollo más armónico con el entorno natural y social de la región.

En 2025 se consolidaron diversas iniciativas ambientales y de sustentabilidad, entre ellas la instalación de un vivero propio para la reproducción de especies endémicas, como parte de un plan integral orientado a la restauración progresiva y la conservación de la biodiversidad local.

3.1. Proyecto de Desarrollo Prioritario

- Adquirido en 2023 por US$10 millones, con más de US$100 millones previamente invertidos en el proyecto.
- Cuenta con un campamento para 53 personas, derechos de superficie, portal y túnel subterráneo de 412 metros.

- Heliostar redefinió el proyecto exclusivamente como mina subterránea para mejorar su rentabilidad y reducir su huella ambiental.
- Más de 162,000 metros de perforación incluidos en el recurso publicado en noviembre de 2023.
- Presupuesto de US$9.5 millones asignado para el segundo semestre de 2025, que incluye un programa de perforación mínima de 15,000 metros, enfocado en actualizar recursos inferidos y expandir el cuerpo mineralizado.
- Estudio de Factibilidad en curso con la meta de iniciar producción comercial en 2028.
- Las perforaciones actuales tienen como objetivo convertir los recursos inferidos en reservas, para respaldar una vida útil de mina estimada en 10 años dentro del estudio técnico vigente.

4. Transición del modelo de mina: razones técnicas

La decisión de abandonar el diseño a cielo abierto y apostar por minería subterránea no responde a factores políticos, sino a datos técnicos sólidos:

- Descubrimiento del High Grade Panel con leyes superiores a 2.5 g/t de oro.
- Optimización de recursos para un desarrollo más eficiente y rentable.
- Potencial de acortar tiempos de retorno de inversión.

Los detalles geológicos y técnicos han sido difundidos en los comunicados oficiales de la compañía, accesibles para la comunidad técnica y financiera.

5. Comparativo: cielo abierto vs. subterránea

- **Mina a cielo abierto:**
  - Remoción de 45 Mt de material, con 31 Mt de roca estéril y 14 Mt de mineral explotable (0.6 g/t).
  - Mayor huella ambiental por infraestructura superficial y presas de jales.
  - Prolongado tiempo de espera para alcanzar mineral de alta ley.
  - Mayor sensibilidad a precios y costos por mineral marginal (80% del total).
- **Mina subterránea:**
  - Extracción de 4.5 Mt de mineral con 2.6 g/t de oro.
  - Uso de relleno en pasta con relaves y cemento, reduciendo impacto superficial.
  - Enfoque directo en el High Grade Panel.
  - Menor CAPEX, menor huella ambiental y retorno de inversión más rápido.
  - El 95% del plan subterráneo se ubica dentro del tajo planeado originalmente.

6. Planeación compatible con el cuidado ambiental

Desde su rediseño, Ana Paula integra criterios de eficiencia y sostenibilidad:

- Uso eficiente del agua: reducción del 65% en requerimientos.
- Menor impacto ambiental: reducción del 63% en superficie desmontada.
- Jales secos: mayor estabilidad y seguridad con menor riesgo ambiental.
- Remediación progresiva: reforestación durante la vida útil de la mina.

7. Innovación tecnológica: biolixiviación (BIOX)

El proyecto planea introducir como parte de sus procesos la implementación de BIOX, tecnología de biolixiviación que permite oxidar sulfuros refractarios mediante bacterias. Sus beneficios incluyen:

- Mayor recuperación en minerales complejos.
- Menor consumo de químicos agresivos.
- Menores riesgos ambientales asociados al procesamiento.

8. Aspectos socioambientales

El compromiso ambiental y social de Heliostar Metals en el proyecto Ana Paula se refleja en acciones concretas orientadas al cuidado del entorno y la participación comunitaria. En 2025 se inauguró un vivero propio construido con materiales reciclados, que incorpora prácticas de lombricultura para la producción de composta natural y la mejora de suelos. Este vivero tiene como meta inicial la reproducción de 400 especies endémicas

de la región durante su primer año, con el objetivo de contribuir a la reforestación progresiva de las áreas impactadas y fortalecer la biodiversidad local.

Heliostar Metals ha firmado recientemente un convenio de colaboración con el Ayuntamiento de Cuetzala del Progreso, mediante el cual se establece la creación de una Brigada Comunitaria orientada a la prevención y control de incendios forestales, así como la donación de especies nativas para la reforestación de zonas prioritarias en el municipio. Este acuerdo refuerza la relación institucional entre empresa y gobierno local, y consolida un modelo de cooperación basado en la corresponsabilidad ambiental y el bienestar social.

Paralelamente, la compañía lleva a cabo el Estudio de Línea Base Social del proyecto, con el propósito de realizar el mapeo de los grupos de interés (stakeholders) en la región e identificar las dinámicas sociales, económicas y culturales del entorno. Este estudio permitirá contar con una Evaluación de Impacto Social que servirá como base para diseñar estrategias de relacionamiento comunitario, programas de desarrollo local y mecanismos de diálogo transparentes y participativos.

Actualmente se desarrollan estudios técnicos y financieros para obtener mayor información para la toma de decisiones, asegurando que cada fase de desarrollo esté alineada con las mejores prácticas que permitan lograr un proyecto rentable, sostenible y generador de valor para la comunidad a largo plazo.

9. Conclusiones

La transición de un modelo de tajo abierto a uno subterráneo responde a fundamentos geológicos y operativos sólidos que permiten optimizar los recursos, reducir la huella ambiental y acortar los tiempos de retorno de inversión. Se trabaja con una estrategia integral que busca equilibrar el desarrollo del proyecto con la conservación del entorno y el fortalecimiento de las relaciones comunitarias.

En conjunto, estas acciones muestran un avance hacia una minería planificada, eficiente y responsable, que reconoce la importancia de integrar la innovación técnica con la sostenibilidad ambiental y social como parte del crecimiento de la empresa y de su compromiso con la región donde opera.

Referencias:

Bush, Gregg (2025). "Replanteado Ana Paula hacia un desarrollo sostenible". Conferencia presentada en el Foro Guerrero Minero 2025.

Heliostar Metals Ltd. (31 de marzo de 2025). Heliostar iniciará un programa de perforación de 15,000 metros en Ana Paula. (News Release).

Heliostar Metals Ltd. (8 de noviembre de 2024). Heliostar anuncia el cierre de la adquisición de minas en producción y proyectos en desarrollo en México. (News Release).

Heliostar Metals Ltd. (28 de marzo de 2023). Heliostar completa la adquisición del proyecto Ana Paula. (News Release).

Heliostar Metals Ltd. (Octubre 2025). Presentación Corporativa.

https://cdn.prod.website-files.com/67daff5d4c7dc5c0d1174385/68e53e4ea2a5372f80d07cbc_20251007_Heliostar_Corporate_Presentation.pdf

www.heliostarmetals.com

Minería Artesanal con Mercurio, Retos y Cifras

Ing. Pedro Martínez Murillo

pedromurillo@sgm.gob.mx
Servicio Geológico Mexicano
Gerencia de Hidrogeología y Geología Ambiental

Resumen

México signó el acuerdo para eliminar la paulatinamente la minería de mercurio con fecha límite para el año de 2032, como parte de los compromisos asumidos del Convenio de Minamata, ratificado y firmado por México el 16 de agosto de 2017.

Aunque no hay cifras precisas, se estima que en México, más de 20 mil personas se dedican o participan directamente en la minería artesanal de oro y plata utilizando la amalgamación como método de beneficio, por la simplicidad del proceso y por permitir a los mineros artesanales o gambusinos obtener directamente y en poco tiempo, el beneficio de su trabajo, prácticamente sin o con mínima intermediación de terceros.

La cantidad de oro producida de esta manera, a nivel mundial, se ha estimado hasta en cifras cercanas al 20% de la producción total de oro. En México, esta cifra podría encontrarse entre el %8 y %19 de la producción total nacional, aunque no se tienen cifras precisas, por situaciones de informalidad que frecuentemente se desarrollan en zonas de difícil acceso.

Implementar la eliminación del uso de mercurio en la minería artesanal representa un gran reto, que involucra, atender una situación social compleja, en la que se puedan brindar alternativas técnicas viables para el beneficio del oro, así como opciones administrativas y laborales distintas para las personas dedicadas a esta esta actividad.

Se trata de un problema complejo cuya atención para la población involucrada, requiere de la decidida participación del estado como ejecutor directo o coordinador de participantes diversos, entre los que figuren el sector minero, los diferentes niveles de gobiernos, instituciones académicas, asociaciones civiles, comunidades, etc.

Summary

Mexico signed the agreement to phase out mercury mining by 2032, as part of the commitments assumed under the Minamata Convention, ratified and signed by Mexico on August 16, 2017.

Although precise numbers are not available, it is estimated that in Mexico, more than 20,000 people are engaged in or directly involved in artisanal gold and silver mining using amalgamation as a beneficiation method, due to the simplicity of the process and because it allows artisanal miners or prospectors to directly and quickly obtain the benefit of their labor, without or minimal third-party intermediation.

The amount of gold produced this way worldwide has been estimated to be close to 20% of total gold production. In Mexico, this percentage could be between 8% and 19% of total national production, although precise figures are unavailable due to informality that frequently occurs in hard-to-reach areas. Implementing the elimination of mercury use in artisanal mining represents a major challenge, involving addressing a complex social situation and providing viable technical alternatives for gold processing, as well as diverse administrative and employment options for those engaged in this activity.

This is a complex problem whose addressing, concerning the population involved, requires the participation of the state as a direct executor or coordinator of diverse participants, including the mining sector, different levels of government, academic institutions, civil associations, communities, etc.

Introducción - Antecedentes

México signó el acuerdo para eliminar la paulatinamente la minería de mercurio con fecha límite para el año de 2032, como parte de los compromisos asumidos del Convenio de Minamata, ratificado y firmado por México el 16 de agosto de 2017. Uno de estos compromisos, incluye la ambiciosa tarea de evaluar las fuentes de mercurio en México, misma que fue asignada al Instituto de Ecología y Cambio Climático (INECC) de la SEMARNAT. Las fuentes y procesos en los que se involucra el uso, desecho y emisiones de mercurio, son muy variadas; involucran desde diversos procesos

industriales, actividades minero metalúrgicas, hasta la cremación de cadáveres.

Dentro de las fuentes que conciernen a las actividades minero metalúrgicas; figuran: la fabricación de cemento, la combustión de carbón mineral y el beneficio de menas de mercurio, oro, plata, plomo, zinc, cobre y hierro, principalmente, aunque en general, se tiene alguna presencia de mercurio en prácticamente todas las menas metálicas de origen hidrotermal.

Dentro de las fuentes asociadas a la minería, se identifica de manera generalizada, a la minería artesanal de oro con amalgamación, como la principal actividad minera responsable de las emisiones de mercurio. PNUMA (Programa de las Naciones Unidas para el Medio Ambiente) estima que esta fuente representa cerca del 37% a nivel mundial, del total de las emisiones de mercurio (UNEP, 2019).

La evaluación-cuantificación de los factores involucrados en estas emisiones, son un primer paso fundamental para iniciar planes y acciones para su atención. Para el caso de las emisiones por minería de oro artesanal y pequeña escala (con uso de mercurio) (MOAPE), evaluar el número de personas dedicadas a esta actividad y los volúmenes de mercurio involucrados es un primer paso para determinar si este fenómeno se califica como "más que insignificante"

Se estima que a nivel mundial, se produce de manera artesanal, entre el 12 y el 20% del total del oro producido anualmente; aproximadamente de 600 a 650 toneladas por año, de un total que va de 3000 a 4000 toneladas por año.

A solicitud del INECC, el Servicio Geológico Mexicano, realizó una primera evaluación de las emisiones minero metalúrgicas de mercurio (SGM-INECC, 2017). Las cifras relacionadas a la minería artesanal, se estimaron de manera indirecta, a partir de las ocurrencias de oro y referencias sobre esta actividad a nivel nacional, junto con otras varias consideraciones de datos poblacionales de cada zona identificada.

Elaborar un inventario o censo de mineros artesanales de manera directa, que incluya los sitios de procesamiento artesanal de mineral, y cantidades de mercurio y oro involucradas es una labor, que involucra, un plazo adecuado de realización, recursos suficientes y la elaboración de un plan interdisciplinario, en el que participen de manera proactiva, los tres niveles de gobierno.

Minería Primaria de Mercurio

Las minas de mercurio en México se explotan artesanalmente, con técnicas rudimentarias y en la mayoría de los casos, sin supervisión especializada. Aunque se tiene registro de modestas minas en varias entidades del país: Querétaro, Zacatecas, San Luis Potosí, Durango, Guanajuato, Estado de México, Guerrero, Morelos, Tlaxcala y Veracruz, la mayoría de ellas se encuentran abandonadas o inactivas; se tiene conocimiento de producción significativa en el estado de Zacatecas y principalmente, Querétaro, en la Sierra Gorda.

No se tienen cifras precisas de producción primaria de mercurio en México. Entre los años 2012 y 2018, se reportan en los anuarios estadísticos de la minería mexicana volúmenes de exportación de mercurio en un promedio de 262 toneladas anuales (información del Banco Nacional de Comercio Exterior). A este volumen, habría que sumar la cantidad consumida al interior del país. En años posteriores al 2018, se reportan exportaciones de un promedio de 50 ton anuales. No se reportan datos de producción.

En la Sierra Gorda, en las principales 19 minas en operación, se contabilizó un total de 102.2 toneladas anuales (SGM-INECC, 2017). Estas cifras fueron proporcionadas por encargados de las minas y pueden tener una tendencia a subestimar los volúmenes producidos; sin embargo, proporcionan un valor mínimo de dicha producción, solo en esa zona.

No se tiene un censo de mineros del mercurio; tan solo en la Sierra Gorda de Querétaro un significativo número de habitantes se dedican a esta actividad. En las 19 minas visitadas laboraban al menos 300 personas. Faltaría incluir a las que trabajan otras pequeñas minas en la zona, así como en Zacatecas y otras entidades.

Todas las operaciones de extracción en la Sierra Gorda son artesanales; en la mayoría de los casos, los mineros perciben bajos ingresos y carecen de fuentes de trabajo que les permitan solventar adecuadamente sus necesidades; alternan esta actividad con la agricultura, la cría de animales, fruticultura (cosecha del piñón) y la práctica de diversos oficios. Esta situación, favorece también la migración

a grandes ciudades o a los Estados Unidos. Una proporción no determinada del mercurio obtenido, se comercializa de manera informal directamente en las minas o en centros regionales.

Los mineros mencionan los bajos precios que tiene el metal, que en el año de 2017 alcanzaba hasta 600 pesos por kilogramo, mismo que se comercializaba por los intermediarios, en 1200 o hasta más de 2000 pesos. Hoy en día el precio del mercurio se ha incrementado, con precios para los mineros de oro artesanal, de entre 6000 a 7500 pesos por kilo. La densidad del mercurio es bastante alta, de 13.6 g/cm3, por lo que un kilogramo de mercurio corresponde a menos de 100 ml, concretamente, 73.5 ml.

La explotación del mercurio primario se realiza mediante galerías sin una planeación sistemática, sin equipos de explotación o protección, adecuados, mediante barretas, marros, picos y palas y uso de explosivos en pequeña escala. El mineral se extrae frecuentemente en forma individual, en costales; se tritura manualmente a golpe de marro, en trozos de alrededor de una pulgada para el paso siguiente, la calcinación.

Calcinación del Cinabrio (mena del mercurio)

El método de beneficio es también artesanal, por calcinación, llenando tubos de acero con el mineral previamente triturado. Los tubos, de aproximadamente 10 pulgadas de diámetro, se sellan en sus extremos y se atizan con fuego de leña durante varias horas, hasta lograr la separación del metal. Se vacían los tubos y se filtra el metal líquido de los fragmentos de roca. Al abrir los tubos, se liberan cantidades significativas de vapores cargados de mercurio, que en menor o mayor medida son inhalados por los operadores, que en la mayoría de los casos, no utilizan mascarillas o algún medio adecuado para mitigar la inhalación de los vapores (fotografías 1 y 2)

Fotografías 1 y 2. Horno artesanal para el beneficio de mercurio por calcinación (SGM, 2017).

En una verificación directa de campo, en las principales minas de la Sierra Gorda de Querétaro, que tradicionalmente ha constituido la principal región productora en el país, se identificaron y visitaron las principales minas de mercurio en producción, para registrar mediante consulta directa, los volúmenes de producción (SGM-INECC, 2017), en que se contabilizaron 102.22 toneladas. Es presumible que los operadores de las minas visitadas, tiendan a minimizar sus volúmenes reales de producción. En este conteo, no se consideraron un número indeterminado de pequeñas obras dentro de la misma Sierra Gorda y los aportes de otras minas en los estados de San Luis Potosí, Zacatecas y Durango, con algunas adiciones de las entidades de Guerrero, probablemente Oaxaca e incluso Chiapas.

Conforme a los compromisos asumidos en la firma y ratificación del Convenio de Minamata, la explotación de minas de Mercurio, debe eliminarse con fecha límite al año 2032. Desde la firma del Convenio, no se otorgaron nuevas concesiones para explotación de mercurio.

Minería Artesanal de Oro con Amalgamación

Una amalgama es una aleación o "mezcla" de mercurio con otro metal. Se forma de manera espontánea, al poner en contacto los metales, por la gran afinidad del mercurio a compartir sus enlaces con ellos. La proporción de la aleación puede ser 1:1, 2:1, 3:1, principalmente; se obtiene una consistencia líquida o sólida, dependiendo de la proporción de mercurio. Se pueden formar amalgamas con la mayoría de los metales, con excepción del hierro, el platino y otros.

La amalgamación es una técnica antigua, probablemente conocida desde época romana, patentada y empleada por vez primera a nivel industrial en Pachuca, Hidalgo, México, por Bartolomé de Medina, a mediados del siglo XVI (1547-1555). En ese entonces fue conocida como "Método de beneficio de patio" (Figura 2).

Figura 2. Imagen del beneficio de plata por el "método de Patio" (Modesto, B., 1963).

El beneficio de oro con amalgamación se utiliza ampliamente por los gambusinos y pequeños mineros de todo el mundo, por la simplicidad del proceso, bajo costo de inversión y por obtener directamente y en poco tiempo, el beneficio de su trabajo, con escasa intermediación de terceros y con la certeza de la cantidad de producto que procesan.

Acotaciones relevantes sobre la minería artesanal de oro:

- Se explotan pequeñas obras en forma rudimentaria, sin tecnificación ni medidas de seguridad
- Explotan vetillas, vetas y zonas mineralizadas, generalmente de alta ley y de muy pequeñas dimensiones (muy bajo tonelaje)

- Laboran bajo algún tipo de acuerdo con el concesionario o en forma clandestina
- Realizan una estimación empírica del rendimiento y calidad del mineral ("tentadura")
- Utiliza una cantidad de mercurio de al menos 2 o 3 veces superior a la cantidad de oro que espera obtener
- La eficiencia de la amalgamación supera difícilmente el 50% de recuperación
- Varios gambusinos llevan sus cargas de mineral a centros locales de procesamiento y otros operan su propios molinos
- Por la baja recuperación del proceso, los jales resultantes llegan a tener contenidos altos de oro y mercurio. En veinte muestras analizadas de estos jales (SGM, se encontraron contenidos promedio de oro 7.5 mg/kg, desde valores nulos hasta un caso particular de 48 mg/kg. En todos los casos, se trataba de volúmenes muy pequeños.

Principales dificultades para el conocimiento de las cifras de la minería artesanal:

- Zonas de difícil acceso, por topografía, caminos y situación social
- Actividad sin regulación
- Muchas personas se dedican a esta actividad en forma intermitente o esporádica
- Actividad informal, frecuentemente sin concesión ni permisos, sin registros de producción, venta de oro y consumo de mercurio

En los sitios donde se desarrolla este método de beneficio, pueden existir diferencias en el grado de tecnificación y eficiencia en los procesos, principalmente en cuanto a la molienda del mineral y los mecanismos de amalgamación; sin embargo, el proceso es esencialmente el mismo: moler finamente el mineral y adicionar mercurio a la pulpa, mezclar, desechar el material estéril, recuperar y exprimir el amalgama para separar el exceso de mercurio y finalmente, sopletear el amalgama para evaporar el mercurio y obtener el oro (y plata) libre.

En la Tabla 1, se muestran algunas cifras interesantes correspondientes a un ejemplo real de proceso de amalgamación (SGM-Gob Edo. Durango, 2019):

El precio del gramo de oro varía constantemente; actualmente se paga desde $1870.00 hasta los $2000.00 pesos, si es 24 k y el precio disminuye en la proporción de los kilates. Si es de 14 k, se paga la mitad. Se aplican algunos descuentos del consumo de mercurio, gasolina para activar el molino, etc.

Tabla 1. Cantidades de mineral, mercurio y oro en un proceso típico de beneficio artesanal

Obtención de mineral	20 botes o cubetas plásticas de 20 litros (16 de mineral y 4 de suelo lavado) 1 BOTE: 20 litros ≈ 30 kg puede contener, al menos de 0.5 a 1 gramo de oro (ley de 33 g/ton).
Tiempo de laboreo en mina	7 días. De 8 a 19 horas
Cantidad de Mercurio utilizado	dos taparroscas de mercurio 1 tapa ≈ 8 ml (hg) ≈ 108 g + 1.5 kg de cal
Tiempo de Molienda en tahona (tauna)	12 horas
Amalgama obtenido (ya exprimido)	36 gramos
Cantidad de oro obtenida:	21 gramos La calidad del oro varía aproximadamente de 14 hasta 24 kilates (frecuentemente se obtiene mezclado con plata y cobre)

Estimación del número de personas, volúmenes de mercurio utilizado y oro producido en la minería artesanal

Ante la inexistencia de información sobre estos rubros, se realizó una estimación aproximada del número probable de personas dedicadas al gambusinaje de oro y plata con amalgamación, a partir del análisis de la información cartográfica y demográfica, complementado con investigación directa.

Con base en la distribución de las minas de oro y plata de una amplia base de datos, con más de 11 mil minas en todo el país (activas, inactivas y abandonadas). Aunque la mayoría de estas minas se encuentran inactivas o abandonadas, varias de ellas pueden ser útiles para el gambusinaje. Se identificaron las zonas y municipios con mayores probabilidades y condiciones para la existencia de este tipo de minería. Asimismo, se revisaron un total de 199 informes complementarios correspondientes a las cartas geológico mineras del SGM en escala 1:50,000, para identificar referencias bien documentadas al respecto de sitios y zonas con desarrollo de esta actividad.

Se identificaron un total de 220 municipios con referencias sobre esta actividad. Partiendo de estas áreas, se realizó una sobreposición de niveles de información con la distribución de poblaciones en dichas zonas y se aplicó un factor proporcional del número de personas que probablemente se dediquen a esta actividad. Este factor se definió con la consideración de una serie de filtros a partir de los datos de la población que genera el INEGI. Estas ponderaciones se apoyaron de la guía de datos recabados de los estados de Sinaloa, Durango y Sonora, de consultas con pequeños empresarios de la minería artesanal, sobre el número aproximados de mineros artesanales y sitios de procesamiento.

Se obtuvo una cifra promedio de 20,618 personas dedicadas directamente a este tipo de minería en todo el país, con valores mínimos y máximos de 18,348 a 22,887 personas, respectivamente. Los principales estados con esta práctica, son: Sinaloa, Durango, Sonora, Zacatecas, Chihuahua y Nayarit. El consumo aproximado de mercurio para el beneficio de oro, se estimó en un promedio de entre 11 y 46 toneladas de mercurio al año para beneficiar el oro artesanal con amalgamación (SGM-INEC, 2017).

A partir de las cifras estimadas de gambusinos que usan amalgamación, y con base en referencias proporcionadas por algunos de ellos, se estimó un volumen de producción aproximado probable de oro artesanal del orden de 13.6 de toneladas al año, con cifras mínima y máxima de 5.6 y 23.3 toneladas, respectivamente.

Métodos alternativos a la amalgamación

El hallar e implementar métodos alternativos de uso práctico para los mineros artesanales, constituye un gran reto. Estos métodos alternativos requieren invariablemente, de equipos y personal especializados, además de una inversión considerable de recursos. En términos prácticos, estas metodologías están fuera del alcance de la mayoría de los mineros artesanales, incluso las que son relativamente más sencillas, como la concentración gravimétrica, que requiere de controles, equipos y operación especializada. El diagrama de la Figura 3 Muestra el procedimiento general con los métodos de beneficio alternativos disponibles actualmente

Figura 3. Diagrama de flujo del proceso de beneficio con los métodos alternativos disponibles actualmente

Concentración por Métodos gravimétricos

La concentración gravimétrica puede definirse como la separación de dos o más especies de minerales con diferente peso específico (diferente densidad), causada por el movimiento relativo bien sea en un medio acuoso o aire, debido a la respuesta de los sólidos a las fuerzas gravitacionales de arrastre y empuje.

Para que exista una buena separación se requiere no alimentar las máquinas de concentración con distribuciones granulométricas muy amplias; donde haya desde partículas muy finas a partículas muy gruesas. El objetivo principal de la concentración es enriquecer el mineral valioso, eliminando la ganga y minimizando la pérdida de mineral en cuanto sea posible.

Para un eficiente proceso, debe tenerse conocimiento de la forma de presentación del oro, principalmente, del tamaño de las partículas, lo que repercute en el régimen de molienda y en varios otros factores del proceso, para obtener la mejor recuperación posible.

Determinar el tiempo óptimo de molienda, no es tarea sencilla, especialmente para el caso de procesar mineral proporcionado por los mineros artesanales, de distintas procedencias y diferentes características granulométricas, mineralógicas, etc. En este caso, debe evitarse sobre moler, debido a que las lamas provocan problemas de impurezas en el concentrado por arrastre mecánico, o bajas recuperaciones.

Para poder comercializar los productos obtenidos por cualquier método de concentración gravimétrica, es necesario aplicar una etapa de Fundición y obtener el botón de Au (metal). Para ello, se requieren reactivos fundentes y un horno eléctrico o de gas.

Lixiviación Dinámica

La lixiviación es un proceso químico, donde un reactivo líquido disuelve un (o varios) compuesto o elemento químico de una matriz sólida, dejándolo en una sustancia líquida, para posteriormente recuperarlo a través de precipitación/fundición o electrodeposita-ción, según sea el caso.

La Lixiviación Dinámica, implica dosificación de reactivos, control de parámetros de operación como pH, depuración y control de residuos peligrosos, instalación adecuada de una planta de beneficio, sin mencionar las gestiones y controles necesarios para obtener los permisos de operación.

En general, el método de lixiviación dinámica es el que proporciona los mejores resultados en la recuperación del oro, superiores al 90%. Solo en casos particulares, en que se tenga la presencia de especies minerales de fierro y cobre, los porcentajes de disolución de los metales preciosos pueden verse afectados; otro motivo adicional, para conocer con precisión las características mineralógicas y texturales del mineral procesado.

Los reactivos más comúnmente utilizados como disolventes o lixiviantes de los metales preciosos son el Cianuro de Sodio (NaCN), DEZO y Gold Max. Los dos últimos se conocen como lixiviantes ecológicos, elaborados para sustituir al Cianuro de Sodio (NaCN), cuyo uso suele ser cuestionado por motivos de su posible impacto al ambiente. Al término del proceso de lixiviación, se obtienen dos productos: Solución Rica y Residuo (estéril).

CONCLUSIONES

La minería de oro artesanal y a pequeña escala (MOAPE) en México, es un fenómeno que plantea varias complejidades y retos para su atención, desde la evaluación de su dimensión, conocimiento de sus características y particularidades regionales, así como

de la variedad de factores que la afectan. La MOAPE es una actividad de importancia y subsistencia en varias zonas rurales; en muchos casos es la única actividad para obtener ingresos significativos.

La eliminación y reemplazo del método de amalgamación constituye un gran reto para el estado. El acceso a los procedimientos de beneficio alternativos está prácticamente fuera de las posibilidades de la mayoría de los mineros artesanales y pequeños mineros. Esta situación, demanda la búsqueda de soluciones creativas y viables, bajo la iniciativa y coordinación del estado, con atención a la asistencia de la población que depende o encuentra un apoyo en esta actividad.

La operación óptima de métodos y equipos alternativos al uso de mercurio para el beneficio de oro, requiere de conocimiento y personal especializado, estudio de las condiciones y características de las fuentes minerales, capacitación y supervisión constante, así como períodos de pruebas bajo supervisión especializada, para lograr el óptimo aprovechamiento del recurso. En todos los casos se requiere inversión significativa, la guía y coordinación del estado, que puede incluir al sector privado y académico.

La formalización de la actividad puede incentivarse, en la medida que esta implique beneficios para los mineros artesanales y se logre un acuerdo de mutuo beneficio con los concesionarios de los lotes mineros y autoridades correspondientes.

La popularidad del método de amalgamación radica en su simplicidad, la disponibilidad de mercurio, el costo relativamente bajo del proceso y la posibilidad de obtener en corto plazo y manera directa, el producto del trabajo. A la gran desventaja de la toxicidad del mercurio, se puede sumar el bajo porcentaje de recuperación de oro, cercano al 50%. Aunque se requiere mayor inversión y conocimiento especializado, con el uso de métodos alternativos pueden elevarse los rendimientos y volúmenes de producción.

La sustitución del uso del mercurio requiere de arduo trabajo, voluntad, recursos y creatividad para hallar e implementar soluciones y hacer viable el uso de métodos alternativos de beneficio o en su caso, explorar e incentivar alternativas laborales para los mineros artesanales. Su atención requiere de la decidida participación del estado como ejecutor directo o coordinador de participantes diversos, entre los que figuren el sector minero, los diferentes niveles de gobiernos, instituciones académicas, asociaciones civiles, comunidades, etc.

La atención de esta problemática requiere del acercamiento gradual con los grupos de mineros artesanales. Ubicar, contactar y promover el acercamiento y colaboración con los gremios existentes de gambusinos y en su caso, fomentar su agrupación. En un comienzo, enfocar esfuerzos con los grupos que muestren mayor apertura. En la medida que haya resultados favorables, se podrán incorporar a estos programas otros grupos y personas.

Para la minería primaria de mercurio, aplica realizar también el conteo de las personas dedicadas a esta actividad así como el inventario de las minas existentes; activas y en abandono, así como, de manera relevante, los pasivos mineros existentes, seguidos de una evaluación y caracterización de los mismos, junto con un plan de remediación. Para este caso reviste al menos misma importancia que el tratamiento de los pasivos mineros y el cumplimiento de los compromisos del Convenio de Minamata, realizar la exploración e impulso de actividades laborales alternativas, que brinden un medio de sustento para los mineros afectados por el cierre de las minas.

RETOS – RECOMENDACIONES

Avanzar en la integración de un inventario nacional de minas de mercurio y zonas donde se practica de manera significativa, la MOAPE, que reúna, además del número de personas dedicadas a estas actividades, el registro y conocimiento sus condiciones socio económicas.

Integrar un grupo multidisciplinario que reúna a instancias de los tres niveles de gobierno, iniciativa privada, comunidades e instituciones académicas, para analizar las condiciones y posibilidades de acción y desarrollo de las distintas zonas de la MOAPE.

Recopilar y analizar la información al respecto del número de personas participantes, la procedencia, características y volúmenes de las cargas de mineral procesado, para evaluar la conveniencia de apoyar la creación de “centros de procesamiento” o instalaciones con la asesoría y tecnificación adecuada para el beneficio y elaboración de concentrados, tanto de oro, como otros productos asociados

que existan en el área. Buscar los mecanismos de funcionamiento de estos centros, con atención a la viabilidad y sostenibilidad económica, en beneficio de las comunidades locales.

Analizar e identificar las zonas donde sea factible impulsar la actividad y en su defecto, analizar las opciones para apoyar actividades económicas alternativas, con atención al desarrollo económico y social.

Analizar las posibilidades y opciones de organización de los mineros artesanales en agrupaciones que se vinculen con los centros de procesamiento de mineral, con acceso apoyo y asesoría técnica y financiera.

Investigar e implementar un método para evaluar las participaciones individuales de los mineros artesanales, para la compra o remuneración de concentrados o cargas de mineral.

Con apoyo de instituciones especializadas e industria minera, explorar los mecanismos y alternativas viables para el aprovechamiento de los productos mineros mediante métodos alternativos al uso de mercurio.

Hallar los mecanismos para impulsar la regulación de la actividad, mediante incentivos técnicos y administrativos y la organización en agrupaciones de mineros artesanales. Establecer acuerdos entre los propietarios de las concesiones mineras y las agrupaciones de mineros artesanales, titulares o comités encargados de la administración y operación de centros de procesamiento. Dichos centros pueden manejarse de forma comunitaria o a través de pequeñas empresa mineras, sociedades cooperativas, etc., en coordinación con instancias gubernamentales, las mismas que pueden brindar soporte para gestionar y canalizar apoyo y asesoría técnica y financiera.

En los casos que sea posible, asesorar y apoyar las gestiones, e incluso, en su caso, analizar la posibilidad de realizar adecuaciones al marco legal, para la adquisición de concesiones por parte de las organizaciones de mineros de la MOAPE.

REFERENCIAS

Bergalló, M., 1969. Compañía Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey, México 601 pp.

INECC-SGM, 2017. Generar Información Cualitativa y Cuantitativa de las Fuentes Minero-Metalúrgicas en México". Contrato No. INEC-C/RPA1-001/2017 https://www.gob.mx/cms/uploads/attachment/file/329304/INFORME_FINAL_MERCURIO.pdf

United Nations Environment Programme UNEP, 2019. Global Mercury Assesment 2018.

Servicio Geológico Mexicano (2014 – 2024) Anuarios Estadísticos de la Minería Mexicana.

Servicio Geológico Mexicano – Gobierno del Estado de Durango, 2019. Estudio de Amalgamación de Oro y Metalurgia Alternativa en la Región Central del Municipio de Pueblo Nuevo, Durango.

Una nueva propuesta metodológica para la jerarquización de los pasivos ambientales mineros

Ángel Uriel Guillén Lozano[1]*, Eduardo Flores Campos[1], Eliud Donaldo Vite Ortega[1], Fredy Guzmán-Martínez[1]

[1] Servicio Geológico Mexicano. Boulevard Felipe Ángeles km 93.50-4, Colonia Venta Prieta, C.P. 42083, Pachuca, Hidalgo, México. *angelguillen@sgm.gob.mx

Resumen

Se define a los Pasivos Ambientales Mineros (PAM) como aquellos elementos que, estando en la actualidad en entornos de minas abandonadas o paralizadas, constituyan un riesgo potencial permanente para la salud y seguridad de la población, para la biodiversidad y para el ambiente.

En México, a pesar de no existir legislación específica para PAM, la SEMARNAT define a los pasivos ambientales como sitios contaminados sin remediación oportuna. El Sistema Informático de Sitios Contaminados (SISCO) y el Inventario Nacional de Sitios Contaminados (INSC) son herramientas implementadas para su registro, donde las actividades mineras son identificadas como una de las principales fuentes de estos sitios contaminados.

En este contexto, el Servicio Geológico Mexicano (SGM) ha comenzado a inventariar PAM en los estados de Hidalgo, Chihuahua, Sonora y Durango. El presente trabajo propone una nueva metodología técnica para la jerarquización de PAM, basada en una ficha de campo adaptada de manuales internacionales existentes. Esta ficha recopila información de seis diferentes categorías, siendo éstas: a) localización y descripción de la mina, b) descripción de la situación del entorno físico del sitio, c) evaluación preliminar del riesgo de acuerdo a la contaminación, estabilidad física del PAM y los problemas de seguridad que se deriven del entorno minero abandonado, d) tipo de muestra colectada en cada sitio verificado, e) criterios de jerarquización del PAM y f) personal de levantamiento.

La jerarquización de los PAM se basa en cinco criterios ponderados, siendo éstos: 1) riesgo preliminar, 2) índices de contaminación, 3) pH, 4) distancia a cuerpos de agua y 5) número de habitantes aledaños al PAM. Con ello, se asignan valores numéricos a diferentes niveles de cada criterio para obtener una sumatoria que determina el nivel de atención requerido por cada PAM. La metodología busca priorizar la atención de los PAM en función del riesgo y la exposición de elementos vulnerables.

Palabras clave: PAM, riesgos, contaminación, legislación, jerarquización.

Abstract

Mining Environmental Liabilities (MEL) are defined as elements that currently exist in abandoned or inactive mine environments and constitute a permanent potential risk to the health and safety of the population, biodiversity, and the environment.

In Mexico, despite the lack of specific legislation for MEL, SEMARNAT defines environmental liabilities as contaminated sites without appropriate remediation. The Contaminated Sites Information System (SISCO) and the National Inventory of Contaminated Sites (INSC) are tools implemented for their registration, where mining activities are identified as one of the main sources of these contaminated sites.

In this context, the Mexican Geological Survey (SGM) has started to inventory MEL in Hidalgo, Chihuahua, Sonora, and Durango states. This work proposes a new technical methodology for ranking MEL based on a field sheet adapted from existing international manuals. This field sheet collects information from six different categories, being: a) location and description of the mine, b) description of the physical environment of the site, c) preliminary risk assessment according to contamination, physical stability of the MEL, and safety problems derived from the abandoned

mining environment, d) type of sample collected at each verified site, e) prioritization criteria for the MEL, and f) survey personnel.

The prioritization of MEL is based on five weighted criteria, being: 1) preliminary risk, 2) contamination indices, 3) pH, 4) distance to water bodies, and 5) number of inhabitants adjacent to the MEL. Numerical values are assigned to different levels of each criterion to obtain a sum that determines the level of attention required for each MEL. The methodology seeks to prioritize the attention of MEL based on the risk and exposure of vulnerable elements.

Key words: MEL, risk, contamination, legislation, prioritization.

Introducción

Por lo general, el origen de la problemática ambiental tanto a nivel nacional como global es consecuencia de actividades antropogénicas. En este contexto, si bien, durante décadas la minería ha sido el motor económico para muchos países y regiones, es sabido que antes de 1971, debido a la ausencia de marcos ambientales regulatorios (Anglés et al., 2021), la actividad dejó como legado varios cientos de pasivos ambientales mineros (PAM; Saade, 2014), los cuales, desde el punto de vista técnico y acorde con Guzmán-Martínez et al. (2020) se definen como "aquellos elementos, tales como instalaciones, edificaciones, infraestructuras, superficies afectadas por vertidos, depósitos de residuos mineros, tramos de cauces perturbados, áreas de talleres, parques de maquinaria o parques de mineral que, estando en la actualidad en entornos de minas abandonadas o paralizadas, constituyan un riesgo potencial permanente para la salud y seguridad de la población, para la biodiversidad y para el ambiente".

Por un lado, países como Canadá, Estados Unidos, Australia, España, Chile y Perú cuentan con amplia experiencia en la gestión de sus PAM (Aranibar et al., 2023; Bruguera-Amarán, 2020). Asimismo, la Asociación de Servicios de Geología y Minería Iberoamericanos (ASGMI) integrada por 22 servicios geológicos, publicó en 2010 el Manual para el Inventario de Minas Abandonadas o Paralizadas, el cual, fue la base para el desarrollo de inventarios de PAM para países como Argentina, Costa Rica, Cuba y México, por citar algunos. La última actualización de dicho manual se realizó en 2020, siendo los cambios más sustanciales los relacionados con la actualización de términos, conceptos, muestreo de residuos mineros y los referentes a la gestión estratégica de los PAM (Guzmán-Martínez, 2020).

Por otro lado, si bien en México no existe una legislación enfocada a los PAM, en términos generales se cuenta con las disposiciones emitidas por la Secretaría de Medio Ambiente y Recursos Naturales (SEMARNAT), la cual, define al pasivo ambiental como "aquellos sitios contaminados por la liberación de materiales o residuos peligrosos, que no fueron remediados oportunamente para impedir la dispersión de contaminantes y que implican una obligación de remediación" (SEMARNAT, 2023). Con fundamento en el Artículo 1, fracción IX, y en el Artículo 75 de la Ley General para la Prevención y Gestión Integral de los Residuos (LGPGIR), y con el objetivo de conocer y registrar a nivel nacional los sitios contaminados considerados como pasivos ambientales, SEMARNAT, a través de la Dirección General de Gestión Integral de Materiales y Actividades Riesgosas (DGGIMAR), implementó el Sistema Informático de Sitios Contaminados (SISCO) que durante el período 2007-2011 realizó el levantamiento de información de sitios potencialmente contaminados en las 32 entidades federativas y, en el período de 2013-2017, capturó información histórica de sitios contaminados identificados en la gestión a través de trámites de la Dirección de Restauración de Sitios Contaminados (DRSC) de la misma SEMARNAT y, a partir de 2017, se capturó información de la Agencia de Seguridad, Energía y Ambiente (ASEA), órgano administrativo de la SEMARNAT que regula y supervisa la seguridad industrial, seguridad operativa y protección al ambiente respecto de las actividades del sector hidrocarburos (SEMARNAT, 2017).

A partir de información del SISCO, la DGGIMAR en coordinación con las unidades administrativas y órganos desconcentrados

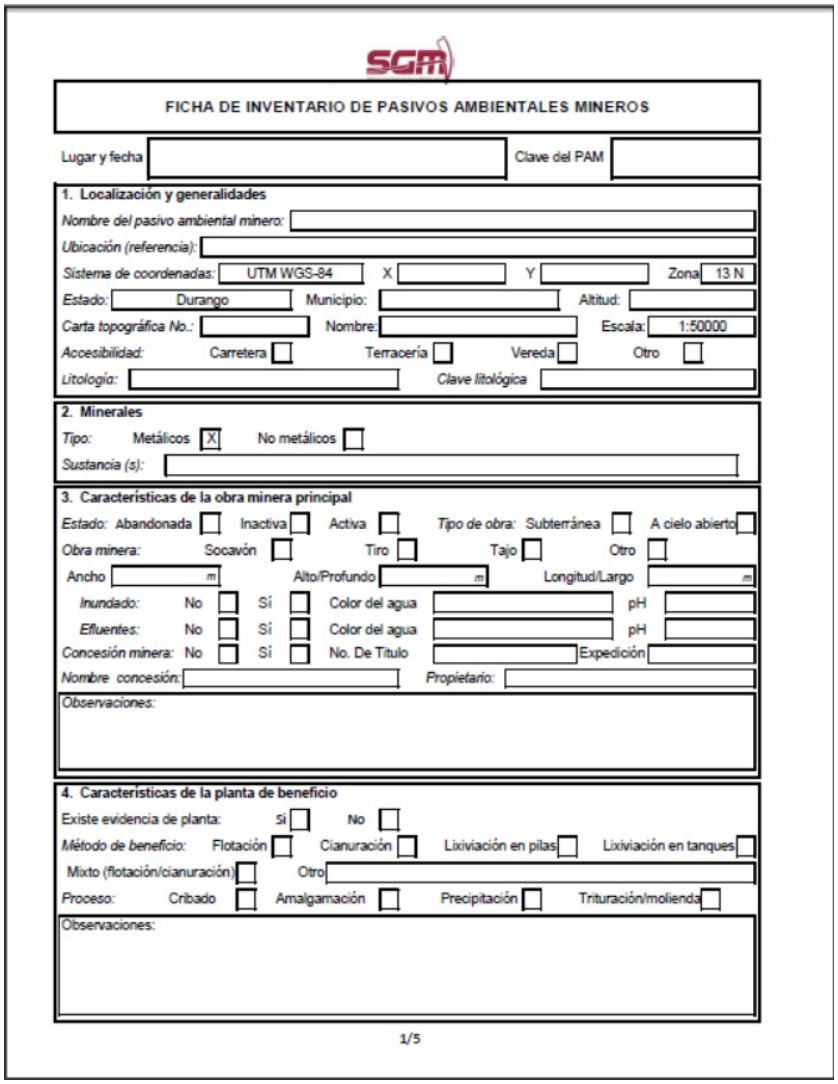
de la SEMARNAT, elaboró el Inventario Nacional de Sitios Contaminados (INSC), el cual compila una relación detallada, ordenada y valorada de sitios contaminados en el país en un momento determinado (SEMARNAT, 2018). Asimismo, acorde con el Programa Nacional de Remediación de Sitios Contaminados 2021-2024, algunas de las actividades antropogénicas que han generado sitios contaminados en el país son: actividades mineras, actividades del sector hidrocarburos, actividades agrícolas, actividades industriales, instalaciones de servicio, uso de aguas residuales en irrigación de campos agrícolas y el depósito de residuos de manera irregular (SEMARNAT, 2021); de manera adicional, a diciembre de 2022 se tiene un registro de 1,080 sitios contaminados, de los cuales el 91 por ciento se asocian con hidrocarburos y petrolíferos y alrededor del tres por ciento se relacionan con metales y metaloides (SEMARNAT, 2022).

Asimismo, durante los períodos de 2018-2020, 2020-2022 y 2023-2024 el Servicio Geológico Mexicano (SGM), desarrolló los inventarios de PAM de los estados de Hidalgo, Chihuahua y Sonora, respectivamente. Siendo éstos los primeros esfuerzos en identificar los riesgos potenciales generados por minas abandonadas, en donde además de la contaminación que los residuos mineros pueden ocasionar, se identificaron riesgos relacionados en materia de seguridad (caída en tiros abiertos, accidentes en galerías, inestabilidad de taludes, accidentes por materiales e infraestructura abandonada, entre otros), los cuales, de acuerdo a la estadística de los inventarios, los problemas de seguridad inciden de manera recurrente y en mayor proporción en los PAM inventariados.

El presente trabajo aborda el inventario de PAM desde el punto de vista técnico, en ningún momento se pretende categorizar a los PAM desde el punto de vista administrativo, ya que la identificación de los responsables de la remediación de los PAM, así como los mecanismos administrativos para la remediación de PAM no forman parte de las responsabilidades ni de las atribuciones del SGM. En este contexto, el objetivo del presente trabajo es presentar una nueva propuesta metodológica para la jerarquización de los pasivos ambientales mineros, lo cual es el primer paso para estar en condiciones de emitir medidas de actuación.

Metodología

Se diseñó una ficha de campo para el levantamiento de información referente al PAM y a su entorno (Figura 1). Esta ficha proporciona información relevante para la evaluación preliminar del riesgo y, en su caso, de las muestras colectadas en cada sitio. La ficha de campo fue adaptada del Manual para el inventario de minas abandonadas o paralizadas (Guzmán-Martínez et al., 2020) y del Catastro de faenas mineras abandonadas o paralizadas y análisis preliminar de riesgo (SERNAGEOMIN, 2007).



SGM

FICHA DE INVENTARIO DE PASIVOS AMBIENTALES MINEROS

Lugar y fecha | Clave del PAM

1. Localización y generalidades
Nombre del pasivo ambiental minero:
Ubicación (referencia):
Sistema de coordenadas: UTM WGS-84 X Y Zona 13 N
Estado: Durango Municipio: Altitud:
Carta topográfica No.: Nombre: Escala: 1:50000
Accesibilidad: Carretera Terracería Vereda Otro
Litología: Clave litológica

2. Minerales
Tipo: Metálicos X No metálicos
Sustancia (s):

3. Características de la obra minera principal
Estado: Abandonada Inactiva Activa Tipo de obra: Subterránea A cielo abierto
Obra minera: Socavón Tiro Tajo Otro
Ancho m Alto/Profundo m Longitud/Largo m
Inundado: No Sí Color del agua pH
Efluentes: No Sí Color del agua pH
Concesión minera: No Sí No. De Título Expedición
Nombre concesión: Propietario:
Observaciones:

4. Características de la planta de beneficio
Existe evidencia de planta: Si No
Método de beneficio: Flotación Cianuración Lixiviación en pilas Lixiviación en tanques
Mixto (flotación/cianuración) Otro
Proceso: Cribado Amalgamación Precipitación Trituración/molienda
Observaciones:

1/5

Figura 1. Ficha de campo propuesta

La ficha de campo se compone de 15 apartados, éstos se encuentran identificados con un número y nombre en la parte superior izquierda de cada recuadro. Los apartados de la ficha, se pueden agrupar en seis categorías de información: 1) la primera integrada por los apartados del 1 al 6 corresponde a la colecta de información asociada a la localización y descripción de la obra minera; 2) la segunda contempla los apartados 7, 8 y 9, se vincula a la descripción de la situación del entorno físico del sitio; 3) la tercera categoría se integra por los apartados 10 y 11, la cual se asocia a la evaluación preliminar del riesgo de acuerdo a la contaminación, estabilidad física del PAM y los problemas de seguridad que se deriven del entorno minero abandonado; 4) la cuarta comprende el apartado 12, proporciona información del tipo de muestra colectada en cada sitio verificado, sus coordenadas y la lectura de pH tomada in situ; 5) la quinta categoría agrupa los apartados 13 y 14, se vincula a los criterios necesarios para realizar la jerarquización del PAM por medio de la información colectada en la ficha; por último, 6) la sexta categoría se integra por el apartado 15, que corresponde al personal encargado del levantamiento de la información.

Resultados

Criterios de jerarquización del PAM (Parte I)

Se conforman por el riesgo preliminar, el índice de contaminación, el valor del pH, la distancia a corrientes y/o cuerpos de agua y el número de habitantes en la localidad más cercana al sitio. A partir de estos criterios se obtiene una jerarquización que permite identificar el grado de atención que requerirá cada PAM, la cual se obtiene con base a la ponderación asignada a los posibles valores

de cada criterio indicada en las columnas A, B, C, D y E, respectivamente (Figura 2). La ponderación propuesta para cada uno de los criterios permite realizar una sumatoria entre los distintos valores o niveles de cada criterio, independientemente de la diferencia de unidades que existe entre ellos, señalando, que los primeros tres criterios (A, B y C) se asocian a los efectos o posibles efectos que generan o pueden generar los PAM, mientras que los criterios D y E se relacionan a los elementos expuestos a tales efectos. La ponderación se realizó con valores ascendentes concordantemente con los niveles más bajos hasta los más altos para cada criterio, la cual, a continuación, se describe:

13. Criterios de jerarquización del PAM (Parte I)

*

Riesgo preliminar		
Valor	Nivel	A
15-5	Alto	3
4-3	Mediano	2
2-1	Bajo	1
0	Nulo	0

**

Índice de contaminación (IC)		
Valor	Nivel	B
IC ≥ 15.6	Muy alto	5
10 ≤ IC < 15.6	Alto	4
6.5 ≤ IC < 10	Moderado	3
3.5 ≤ IC < 6.5	Bajo	2
1 ≤ IC < 3.5	Muy bajo	1
<1	Nulo	0

***

pH		
Valor	Nivel	C
≥ 11.5	Alto	3
8.6 ≤ 11.4	Medio	1
6.5 ≤ 8.5	Bajo	0
3.5 ≤ 6.4	Medio	2
≤ 3.4	Muy alto	4

***

Corrientes de agua			
	Distancia (m)	Nivel	D
Perenne	D ≤ 50	Alto	3
	50 < D < 500	Medio	1
	D ≥ 500	Nulo	0
Intermitentes	D ≤ 30	Alto	3
	30 < D < 300	Medio	1
	D ≥ 300	Nulo	0

***

Localidades		
Número de habitantes	Nivel	E
Población de > 10000	Muy alto	4
Población entre 5001 y 10000	Alto	3
Población entre 2001 y 5000		
Población entre1001 y 2000	Medio	2
Población entre 501 y 1000		
Población entre 101 y 500	Bajo	1
Población entre 1 y 100	Muy bajo	
Sin población	Nulo	0

Figura 2. Apartado 13 de la ficha de campo correspondiente a la relevancia del PAM (parte I).

Fuente: Elaboración propia con base a *SERNAGEOMIN, 2007; **Arranz-González et al., 2022 ***Alberruche, et al., 2014.

A) Riesgo preliminar: Para este criterio se realizó una ponderación de los cuatro niveles de riesgo preliminar establecidos por el SERNAGEOMIN (2007), en donde el nivel nulo de riesgo correspondiente a 0, el bajo a 1, el nivel mediano y alto, equivalen a 2 y 3, respectivamente (columna A de la Figura 2). Cabe señalar, que este criterio se deriva a partir de los apartados 10 y 11 de la ficha. Para este criterio se selecciona el valor de la calificación más alta de la evaluación de riesgo preliminar obtenida a partir del producto de los valores de probabilidad y severidad para cada fenómeno o incidencia identificada en el sitio (a. Contaminación, b. Estabilidad física del PAM, c. Problemas de seguridad), una vez elegidos los valores más altos, éstos se ponderan con base en los valores de la columna A (Figura 2).

B) Índice de contaminación: Este criterio se estableció a partir de la ponderación efectuada a los seis niveles de clasificación de los valores de índice de contaminación calculados con la fórmula propuesta por Arranz-González et al. (2022) y los valores de referencia para los elementos potencialmente tóxicos obtenidos por Kabata-Pendias (2011). La ponderación resultó para los niveles nulo, muy bajo y bajo, en 0, 1 y 2, respectivamente, y para los niveles moderado, alto y muy alto, con los valores 3, 4 y 5 (columna B de la Figura 2). Es importante señalar que el índice de

contaminación se calculó con base a las concentraciones de los elementos potencialmente tóxicos de las muestras de residuos mineros y de suelo colectadas en los PAM, analizadas mediante un espectrómetro portátil marca Thermo Scientific, modelo Niton XL3T955 ultra, el cual proporciona un orden de magnitud de los componentes de una muestra

C) Potencial de hidrógeno (pH): Las pruebas de pH se realizaron a las muestras de residuos mineros y de suelo, así como al agua localizada dentro de obras mineras inundadas o en encharcamientos superficiales sobre presas de jales, mediante el uso de potenciómetros portátiles modelo EXEC500. La ponderación de este criterio se realizó con base a lo señalado en la Guía simplificada de evaluación de riesgos de instalaciones de residuos de industrias extractivas cerradas o abandonadas (Alberruche, et al., 2014), donde se considera a valores de pH menores a 3.5 como tóxicos, si resultan igual o mayor a 11.5 se consideran corrosivos y valores entre 6.5 a 8.5 son considerados con baja probabilidad de contaminar las aguas, por lo tanto, la ponderación para este criterio para valores de pH $\leq$ 3.4 corresponde a 4, para valores $\geq$11.5 equivale a 3, para el rango de pH entre 6.5 a 8.5 la ponderación es de 0 y para los rangos de pH entre 3.5 $\leq$ 6.4 y 8.6 $\leq$ 11.4 los valores asignados son de 2 y 1, respectivamente (columna C de la Figura 2).

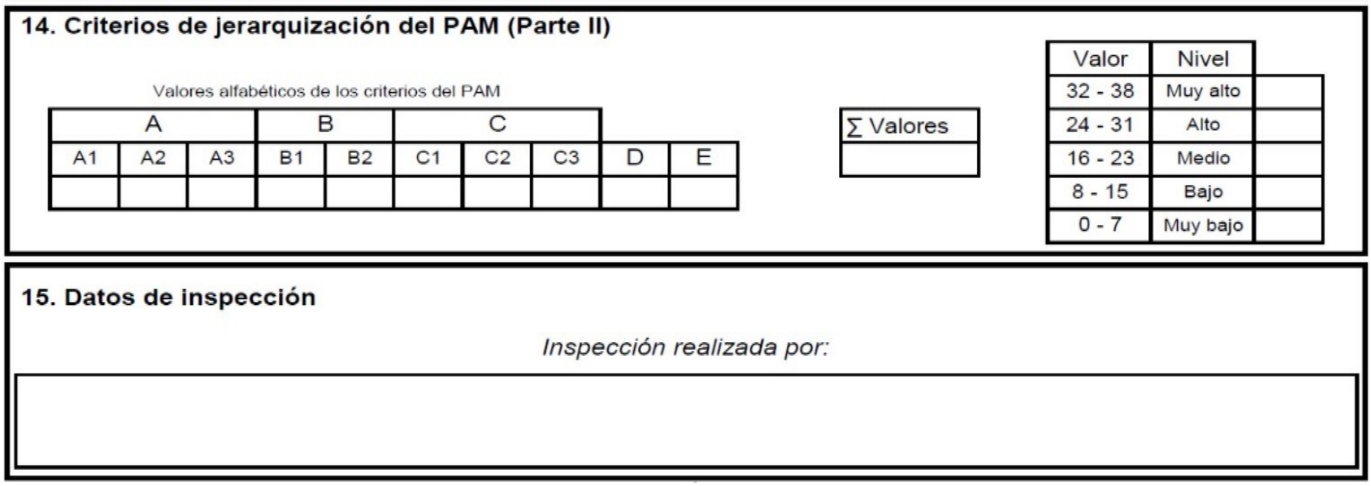
D) Corrientes de agua: Para este criterio se tomó como base lo señalado en la Guía simplificada de evaluación de riesgos de instalaciones de residuos de industrias extractivas cerradas o abandonadas (Alberruche, et al., 2014), donde se menciona que el riesgo para los cauces o cuerpos de agua superficiales es muy alto cuando la distancia de los residuos mineros es inferior a 50 m de éstos y, al contrario, cuando la distancia es superior a 500 m se considera que el riesgo es bajo. Asimismo, en el caso de corrientes de agua intermitentes se considera que el máximo de afección puede producirse a una distancia inferior a 30 m y, en contraste, cuando la distancia es superior a 300 m. En este contexto, la ponderación para este criterio resulto con valor de 0 cuando la distancia de los residuos a las corrientes sea igual o superior a 500 o 300 m según la temporalidad de la corriente; valor de 1 cuando la distancia se encuentre dentro de los rangos de 51 y 499 m (corriente perenne) o 31 y 299 m (corriente intermitente); y un valor de 3, en los casos en que la distancia sea igual o menor a 50 y 30 m, respectivamente (columna D de la Figura 2).

E) Localidades: Para la ponderación de este criterio, se agrupo en cinco categorías la clasificación por número de habitantes a la valoración de la exposición de la población al material particulado emitido desde depósito de residuos, conforme lo propuesto por Alberruche, et al. (2014), con el objetivo de no exceder los niveles que van del nulo al muy alto y mantener cierta concordancia con el resto de los criterios ponderados. La valoración de la exposición al material particulado propuesto por Alberruche, et al. (2014) coincide con la distancia de un kilómetro considerada en el presente proyecto para la identificación de los elementos del entorno de los PAM, señalando que además del material particulado al que puede estar expuesta la población, el peligro que representan las instalaciones abandonadas, las obras mineras abiertas y cualquier otro elemento bajo el entorno de minería abandonada incrementa la probabilidad de ocurrencia de un accidente a mayor presión demográfica en las cercanías del PAM. En este sentido, la ponderación resultante para este criterio en sitios donde no exista población es de 0; en localidades entre 1 a 500 habitantes corresponde a 1, para un número de habitantes de 501 a 2000 la ponderación es 2; entre 2001 a 10,000 corresponde a un valor de 3; y para el orden de más de 10,000 habitantes la ponderación del criterio es 4 (columna E de la Figura 2). En aquellos casos en donde se presenten más de una localidad dentro del rango de distancia de un kilómetro se deberá seleccionar la localidad con el mayor número de habitantes para la definición de este criterio, por último, la información del número de habitantes para las localidades de la región minera de Cananea-Nacozari se obtuvo del marco geoestadístico 2022 (INEGI, 2022).

Criterios de jerarquización del PAM (Parte II)

En esta sección (Figura 3) se conjuntan los valores obtenidos de los criterios de jerarquización correspondientes al apartado 14 de la ficha, colocando los valores de las columnas A, B, C, D y E en el espacio indicado para cada

letra, referentes al riesgo preliminar, índice de contaminación, pH, corrientes de agua y localidades, respectivamente.



14. Criterios de jerarquización del PAM (Parte II)

Valores alfabéticos de los criterios del PAM

A			B		C				
A1	A2	A3	B1	B2	C1	C2	C3	D	E

∑ Valores

Valor	Nivel	
32 - 38	Muy alto	
24 - 31	Alto	
16 - 23	Medio	
8 - 15	Bajo	
0 - 7	Muy bajo	

15. Datos de inspección

Inspección realizada por:

Figura 3. Apartado 14 de la ficha de campo correspondiente a la relevancia del PAM (parte II).

Fuente: Elaboración propia.

Letra A: referente al nivel de riesgo preliminar, se debe colocar el valor más alto para cada uno de los fenómenos o incidencias (contaminación, estabilidad física del PAM y problemas de seguridad), por lo que el valor más alto en materia de contaminación se deberá colocar en la casilla de A1, con respecto a la estabilidad física del PAM, el valor se ingresa en la casilla A2 y en la casilla A3, se deberá colocar el valor más alto en problemas de seguridad.

Letra B: corresponde al valor de los índices de contaminación de las muestras de los residuos mineros y del suelo, respectivamente (B1 y B2), obtenidos a partir de las concentraciones que sobrepasan los valores de referencia de los elementos potencialmente tóxicos (Al, As, Cd, Co, Cr, Cu, Mo, Ni, Pb, Se, V, Zn) y la aplicación de la fórmula propuesta por Arranz-González et al. (2022) explicada anteriormente. En caso de colectar más de una muestra de suelo y/o residuo en un PAM, se deberán seleccionar los índices de contaminación con el valor más alto en suelo y residuos mineros para colocar el valor equivalente de la columna B para ambos casos, ocupando la casilla B1 para el valor de los residuos mineros y B2 para lo concerniente al suelo.

Letra C: Corresponde al pH que se obtenga de los residuos mineros, del suelo y el agua, según sea el caso, cuyos valores se colocarán en las casillas C1, C2, C3, respectivamente. En caso de que el sitio no cuente con residuos, suelo o agua, se deberá anular la casilla correspondiente.

Letra D: En esta casilla se debe colocar el valor de la columna D, acorde con la temporalidad de la corriente y/o cuerpo de agua más cercano al punto de contacto de los residuos mineros con el terreno natural situado a menor cota. El dato para esta casilla se tomará del apartado 8 de la ficha y en caso de presentarse más de una corriente o cuerpo de agua susceptible al enriquecimiento por los residuos mineros, se deberá seleccionar el cauce o cuerpo más cercano.

Letra E: acorde con el número de habitantes que presente la localidad más cercana al PAM dentro de un rango de distancia máxima de un kilómetro, se colocará el valor equivalente de la casilla E, señalando, que en aquellos casos en donde se presenten más de una localidad dentro del rango de distancia establecido, se deberá seleccionar la localidad con el mayor número de habitantes para la selección del valor.

|Una vez que se han colocado todos los valores de las casillas de los criterios del PAM, se realizará la sumatoria de los mismos y el valor se colocará en la casilla de sumatoria de valores (Figura 3), que en los casos de que no se cuente con valor para alguno de los criterios se deberá anular la casilla. Finalmente, con base al valor de la sumatoria se deberá marcar la casilla del nivel de atención o jerarquización que requiere el PAM, el cual está

clasificado en cinco categorías, mostradas en la Figura 3.

Conclusiones

La minería, aunque ha sido y seguirá siendo un motor económico en muchas regiones de nuestro país, ha dejado un legado de pasivos ambientales que requieren atención urgente. La falta de regulación en el pasado contribuyó a que muchos sitios quedaran contaminados, representando un riesgo para la salud y el medio ambiente.

La metodología para la jerarquización de los PAM es un paso crucial para priorizar la remediación y asegurar que se tomen las medidas adecuadas. La ficha de campo que se ha diseñado es una herramienta altamente eficiente para recopilar información y evaluar los riesgos asociados a cada sitio. La forma en que se ha agrupado los criterios de evaluación sigue un criterio lógico y permite una comprensión clara de los factores que influyen en la peligrosidad de cada PAM.

Agradecimientos

Al Servicio Geológico Mexicano por el apoyo y facilidades para la elaboración del presente trabajo.

Referencias citadas

Aranibar, A. M., Lafuente, D., Pabón, E. 2023, Remediación y activación de pasivos ambientales mineros en el Estado Purinacional de Bolivia, Comisión Económica para América Latina y el Caribe. https://repositorio.cepal.org/server/api/core/bitstreams/0ce025b6-f1b0-498c-a1e0-36f3d289413b/content

Alberruche del Campo, Arranz-González, J., Rodríguez-Gómez, V., Vadillo, L., Rodríguez, V., & Fernández, F. 2014, Manual para la evaluación de riesgos de instalaciones de residuos de industrias extractivas cerradas o abandonadas (First, Issue August), Ministerio de Agricultura, Alimentación y Medio Ambiente España, Instituto Geológico y Minero de España. http://igmepublicaciones.blogspot.com/2015/05/medio-ambiente-fs.html

Anglés, H. M., Rovalo, O. M. & Tejado, G. 2021, Manual de derecho ambiental mexicano. Universidad Nacional Autónoma de México, Instituto de Investigaciones Jurídicas, Ciudad de México.

Arranz-González, J. C., Guzmán-Martínez, F., Tapia-Téllez, A., Jiménez-Oyola, S., & García-Martínez, M. J. 2022, Polluting potential from mining wastes: proposal for application a global contamination index, Environmental Monitoring and Assessment, 194(10), 792. https://doi.org/10.1007/s10661-022-10433-w

Burguera-Amarán, N., Gallardo-Martínez, D., Díaz-Duque, J. A. 2020, Los pasivos ambientales
el cambio de paradigma conceptual desde el contexto de Cuba, Fundación Dialnet. https://dialnet.unirioja.es/servlet/articulo?codigo=7925361

Guzmán-Martínez, F., Arranz-González, J. C., Smoll, L., Collahuazo, L., Calderón, E., Otero, O., & Arceo y Cabrilla, F. 2020, Pasivos ambientales mineros: Manual para el inventario de minas abandonadas o paralizadas. Asociación de Servicios de Geología y Minería Iberoamericanos. https://asgmi.org/wp-content/uploads/2020/06/Manual-Inventario-PAM-y-Anexos.pdf

Saade, H.M. 2014, Buenas prácticas que favorezcan una minería sustentable: la problemática en torno a los pasivos ambientales mineros en Australia, Canadá, Chile, Colombia, los Estados Unidos, México y el Perú, Comisión Económica para América Latina y el Caribe. https://repositorio.cepal.org/entities/publication/d6b21891-f3da-4dd2-802a-b6bda01fcbda

SEMARNAT. 2023, Inventario homologado preliminar de presas de jales. https://geomaticaportal.semarnat.gob.mx/arcgisp/apps/webappviewer/index.html?id=95841aa3b6534cdfbe3f53b3b5d6edfa

INEGI. 2022, Marco Geoestadístico 2022 https://www.inegi.org.mx/app/biblioteca/ficha.html?upc=889463770541

Efectos potenciales de ampliación y cierre de minas subterráneas en la operación y en el medio ambiente. Caso de estudio de una mina en Perú.

Miguel Mendoza*, Rogger Mayta

Amphos 21 Perú
***Email: miguel.mendoza@amphos21.com**

Resumen

La planificación y operación de minas subterráneas en entornos geológicos complejos requiere un entendimiento integral del régimen de flujo subterráneo y de la conectividad estructural que controla el ingreso de agua a labores profundas. Este artículo resalta la importancia de desarrollar estudios hidrogeológicos completos que integren levantamientos geológicos e hidrogeológicos detallados, campañas de perforación con instrumentación piezométrica, ensayos hidráulicos y de trazadores, así como el uso de herramientas de modelación numérica. Este enfoque metodológico permite anticipar condiciones hidrogeológicas críticas, optimizar el diseño de sistemas de drenaje y evaluar impactos sobre cuerpos de agua sensibles desde las fases tempranas del proyecto. El artículo se sustenta en un caso de estudio real desarrollado en la región andina central del Perú. En este caso, se evidenció que el flujo hacia labores subterráneas está dominado por estructuras geológicas profundas que conectan zonas de recarga superficiales con galerías mineras, y que la instrumentación fue clave para la calibración del modelo conceptual y numérico. Los resultados obtenidos permiten sustentar medidas de control y cierre progresivo, demostrando la efectividad del enfoque propuesto. El estudio aporta una guía práctica para abordar problemáticas hidrogeológicas en proyectos mineros con desarrollo subterráneo.

Abstract

The planning and operation of underground mines in geologically complex environments requires a comprehensive understanding of the groundwater flow regime and the structural connectivity that controls water inflow into deep workings. This paper highlights the importance of conducting comprehensive hydrogeological studies that integrate detailed geological and hydrogeological mapping, exploratory drilling with piezometric instrumentation, hydraulic and tracer tests, and the application of numerical modeling tools. This methodological approach enables the anticipation of critical hydrogeological conditions, optimization of drainage system design, and assessment of potential impacts on sensitive water bodies from the early stages of project development. The study is based on a real-world case from the central Andean region of Peru. In this case, it was found that groundwater inflow into underground workings is primarily governed by deep geological structures that connect surface recharge areas with mining galleries, and that instrumentation was key to calibrating conceptual and numerical models. The results support the implementation of control measures and progressive closure strategies, demonstrating the effectiveness of the proposed approach. The study provides a practical framework for addressing hydrogeological challenges in underground mining projects.

Introducción

Los proyectos mineros tienden, cada vez más, a alargar su vida útil debido a la cuantificación de nuevas reservas, las cuales pueden encontrarse en sectores laterales al yacimiento original o a mayor profundidad, mientras que zonas ya explotadas ingresan en procesos de cierre progresivo. La formulación y el diseño de una mina subterránea se rigen principalmente por el método de minado; sin embargo, existen otras variables que deben

ser evaluadas, como las necesidades de drenaje de agua subterránea y el impacto que las labores puedan generar sobre los cuerpos de agua superficiales.

El aporte de agua subterránea hacia las labores condiciona tanto el CAPEX como el OPEX, y puede afectar la viabilidad del proyecto o la rentabilidad de una operación en marcha. Asimismo, la afectación no prevista de cuerpos de agua —como quebradas, lagunas o bofedales— puede generar conflictos sociales y procesos sancionadores, afectando reputacionalmente a las compañías.

Este es el contexto de una mina subterránea en los Andes del centro del Perú, donde se desarrollaron investigaciones orientadas a prever los efectos de la interacción del agua subterránea con la ampliación y el cierre de sectores mineros.

El presente documento detalla el proceso y la metodología que permitieron alcanzar un entendimiento adecuado del régimen de flujo subterráneo y una predicción robusta de los escenarios de ampliación y cierre. Se describen los aspectos geológicos relevantes, las necesidades de instrumentación, el uso de modelos numéricos y su validación para generar una herramienta eficaz que permita estimar incrementos de flujo, requerimientos de drenaje y mitigar impactos potenciales

Metodología

Área de estudio

La unidad minera se ubica en la sierra central del Perú, en la región Huánuco, específicamente en la provincia de Lauricocha, distrito de San Miguel de Cauri. El área de estudio se encuentra en la vertiente oriental de la cordillera occidental de los Andes, en una zona de alta montaña que forma parte de la cuenca del río Marañón. La altitud en la zona varía aproximadamente entre los 4,000 y los 4,800 metros sobre el nivel del mar.

El relieve es predominantemente escarpado, con presencia de glaciares remanentes, bofedales, lagunas altoandinas y quebradas encajonadas. Esta topografía favorece la existencia de microcuencas bien definidas con escurrimiento superficial marcado durante la temporada de lluvias. El clima de la zona es de tipo frío de alta montaña, con una marcada estacionalidad: una temporada de lluvias de noviembre a abril, con máximos en enero y febrero, y una estación seca de mayo a octubre. Las precipitaciones anuales oscilan entre 800 y 1,200 mm, mientras que las temperaturas varían típicamente entre -5 °C y 12 °C, presentándose heladas frecuentes durante todo el año, especialmente en la noche y madrugada.

Geología

La geología del área de estudio está conformada por un conjunto de formaciones sedimentarias, volcánicas e intrusivas del Mesozoico y Cenozoico, afectadas por procesos tectónicos que han originado un sistema estructural complejo. Predominan secuencias de calizas, areniscas, lutitas y brechas volcánicas, intercaladas con diques y cuerpos intrusivos de composición granodiorítica y tonalítica. Estas unidades han sido intensamente fracturadas y falladas, lo que ha generado zonas de debilidad estructural con alta importancia hidrogeológica (ver Figura 1).

Las principales estructuras geológicas están representadas por fallas inversas, normales y sistemas de fracturas subverticales, que controlan en gran medida el flujo subterráneo en el macizo rocoso. En el contexto minero, estas discontinuidades estructurales también están asociadas a la mineralización polimetálica que caracteriza la zona. Desde el punto de vista hidrogeológico, la fracturación controla la permeabilidad secundaria del sistema, permitiendo la existencia de flujos preferenciales que pueden conectar zonas de recarga con galerías subterráneas o bocaminas. La información geológica ha sido integrada en el modelo conceptual y numérico para definir unidades hidrogeológicas, estimar parámetros hidráulicos diferenciados por litología, y evaluar la influencia de las estructuras sobre el comportamiento del agua subterránea en el entorno de las labores mineras.

Figura 1. Sección geológica A-A′ con labores subterráneas emplazadas en zonas de skarn y mármol (Mml), producto del metamorfismo de contacto entre intrusivos y calizas de la Formación Jumasha (Ks-Jm). La geología es típica de ambientes tipo skarn asociados a intrusiones en rocas carbonatadas.

Mapeo geológico e hidrogeológico

En el marco del estudio hidrogeológico desarrollado, el mapeo geológico e hidrogeológico tuvo como objetivo caracterizar las unidades litológicas y estructurales del área de influencia de las labores subterráneas, así como identificar zonas de potencial recarga, descarga y rutas preferenciales de flujo subterráneo. El trabajo incluyó la revisión y validación de cartografía geológica existente, complementada con recorridos de campo detallados en zonas clave. Se identificaron estructuras tectónicas relevantes, como fallas y fracturas, que actúan como controladores principales del flujo en el macizo rocoso, especialmente en los sectores de mayor desarrollo subterráneo (Ver Figuras 2, 3 y 4).

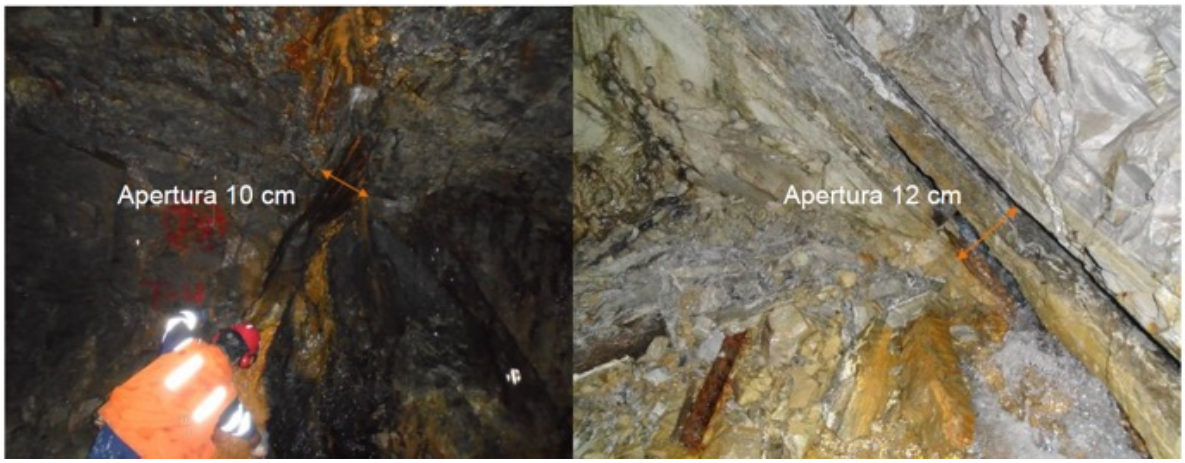


Figura 2. Mapeo y caracterización de fracturas y fallas en el interior del desarrollo subterráneo.

Figura 3. Identificación de sectores con aporte de agua subterránea en el interior del desarrollo subterráneo

Figura 4. Filtración significativa por intersección del desarrollo minero con fractura conductiva

Asimismo, se inventariaron cuerpos de agua superficial, lagunas, quebradas, manantiales, elementos esenciales para definir el modelo conceptual hidrogeológico.

En el ámbito de la mina hubo especial énfasis al respecto del funcionamiento de una laguna denominada Sin Nombre 1 dado que en temporada seca alcanzaba su vaciado completo tal y como se puede observar en la Figura 5.

Figura 5. Parte del mapeo hidrogeológico consiste en la verificación del funcionamiento de cuerpos de agua como lagunas. En esta imagen se evidencia la presencia de sumidero en el fondo de la laguna Sin Nombre 1 que generó su vaciado en temporada seca

Esta información fue posteriormente integrada para definir el modelo conceptual y numérico, permitiendo establecer los límites hidráulicos, unidades hidrogeológicas y relaciones estructurales que sustentan la simulación numérica del sistema de flujo.

Perforaciones e instalación de piezómetros

El programa de perforaciones ejecutado en la Unidad Minera tuvo como finalidad caracterizar hidrogeológicamente el subsuelo en las zonas de influencia de las labores subterráneas. Se desarrollaron sondajes diamantinos (DDH) con profundidades variables, tanto en superficie como desde galerías subterráneas (Ver Figura 6), permitiendo atravesar distintas unidades geológicas y zonas de fracturamiento relevantes. En varios de estos sondajes se instalaron piezómetros multinivel para el monitoreo de niveles piezométricos y calidad del agua subterránea principalmente en el entorno de lagunas. La información geológica recolectada en testigos, junto con los registros hidráulicos y observaciones de saturación, permitió identificar contactos litológicos, niveles acuíferos y zonas de baja o alta permeabilidad.

Los piezómetros instalados, tanto de tipo cuerda vibrante como Casagrande, fueron instrumentados para generar registros continuos y de esta forma evaluar su evolución temporal y su correlación con el régimen climático y con los niveles de lagunas tal y como se observa en la Figura 7.

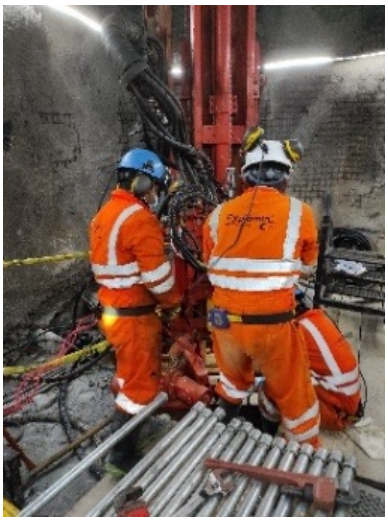


Figura 6. Izquierda: Proceso constructivo de piezómetro de cuerda vibrante en interior mina. Derecha: Piezómetro Casagrande construido en superficie para monitoreo de la interacción con lagunas.

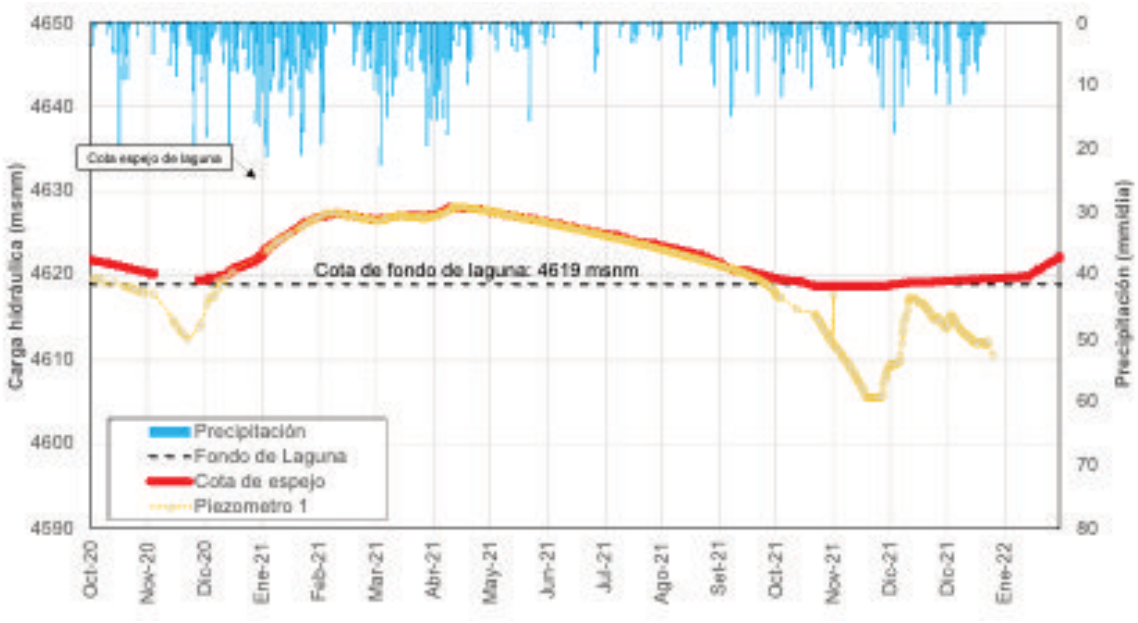


Figura 7. Registros de cargas hidráulicas en piezómetro ubicado en el borde la laguna Sin Nombre 1 y registros del espejo de agua de la laguna, ambos comparados con el régimen de precipitación.

Ensayos hidráulicos

En el ámbito de la Unidad Minera se ejecutaron ensayos hidráulicos para cuantificar la conductividad hidráulica de las principales unidades geológicas asociadas a las labores subterráneas. Se aplicaron pruebas Lugeon, Lefranc y Slug en perforaciones desde superficie y galerías subterráneas. Los ensayos Lugeon (Lugeon, 1933; Houlsby, 1976) fueron empleados en roca fracturada para estimar la permeabilidad del macizo, mientras que los Lefranc (Cedergren, 1977) se utilizaron en materiales sueltos o alterados. Los Slug tests (Bouwer & Rice, 1976) permitieron estimaciones rápidas en piezómetros con instrumentación.

Los resultados mostraron una variabilidad significativa de la conductividad hidráulica, con valores bajos en roca masiva (0.0086 – 0.043 m/d) y mayores en zonas fracturadas (0.86 – 8.6 m/d). Las unidades piroclásticas alteradas presentaron permeabilidades intermedias (0.086 – 4.3 m/d), mientras que los depósitos de sobrecarga y aluviones alcanzaron valores de 0.43 – 0.86 m/d. Esta caracterización fue fundamental para definir las unidades hidrogeológicas del modelo conceptual, validar el régimen de flujo y ajustar parámetros en la calibración del modelo numérico. Los datos también respaldan el diseño de sistemas de drenaje en las labores subterráneas y la predicción de flujos hacia bocaminas.

Figura 8. Resultados de ensayos hidráulicos (Conductividad hidráulica) vs profundidad de ejecución por tipo de roca.

Ensayos de trazadores

Con el objetivo de evaluar la conectividad hidráulica entre labores subterráneas, bocaminas y puntos de descarga superficial se implementaron ensayos de trazadores para. Estos ensayos consistieron en la inyección controlada de colorantes fluorescentes no reactivos, principalmente rodamina WT y uranina, seleccionados por su alta detectabilidad, estabilidad química y baja toxicidad ambiental (Käss, 1998; Smart & Laidlaw, 1977). Los trazadores fueron inyectados en sectores estratégicos del interior de la mina, donde se identificaron posibles zonas de recarga o pérdida de agua, y se monitoreó su aparición en quebradas, manantiales y puntos de drenaje mediante recolectores pasivos y espectrofluorometría (US EPA, 2004).

Los resultados permitieron estimar velocidades de flujo subterráneo, tiempos de tránsito y rutas preferenciales, confirmando la existencia de conexiones hidráulicas entre sectores operativos y cuerpos de agua receptores. Esta información fue esencial para validar el modelo conceptual hidrogeológico, reforzar el entendimiento del sistema de flujo y delimitar zonas de protección hídrica. Además, permitió sustentar la necesidad de implementar medidas preventivas en el diseño de cierre y drenaje subterráneo, minimizando el riesgo de transporte de contaminantes hacia el medio ambiente superficial. Los ensayos de trazadores constituyeron así una herramienta clave en la gestión hidrogeológica de la mina.

Figura 9. Programa de inyección de trazadores y ubicación de monitoreo con instalación de fluocaptadores.

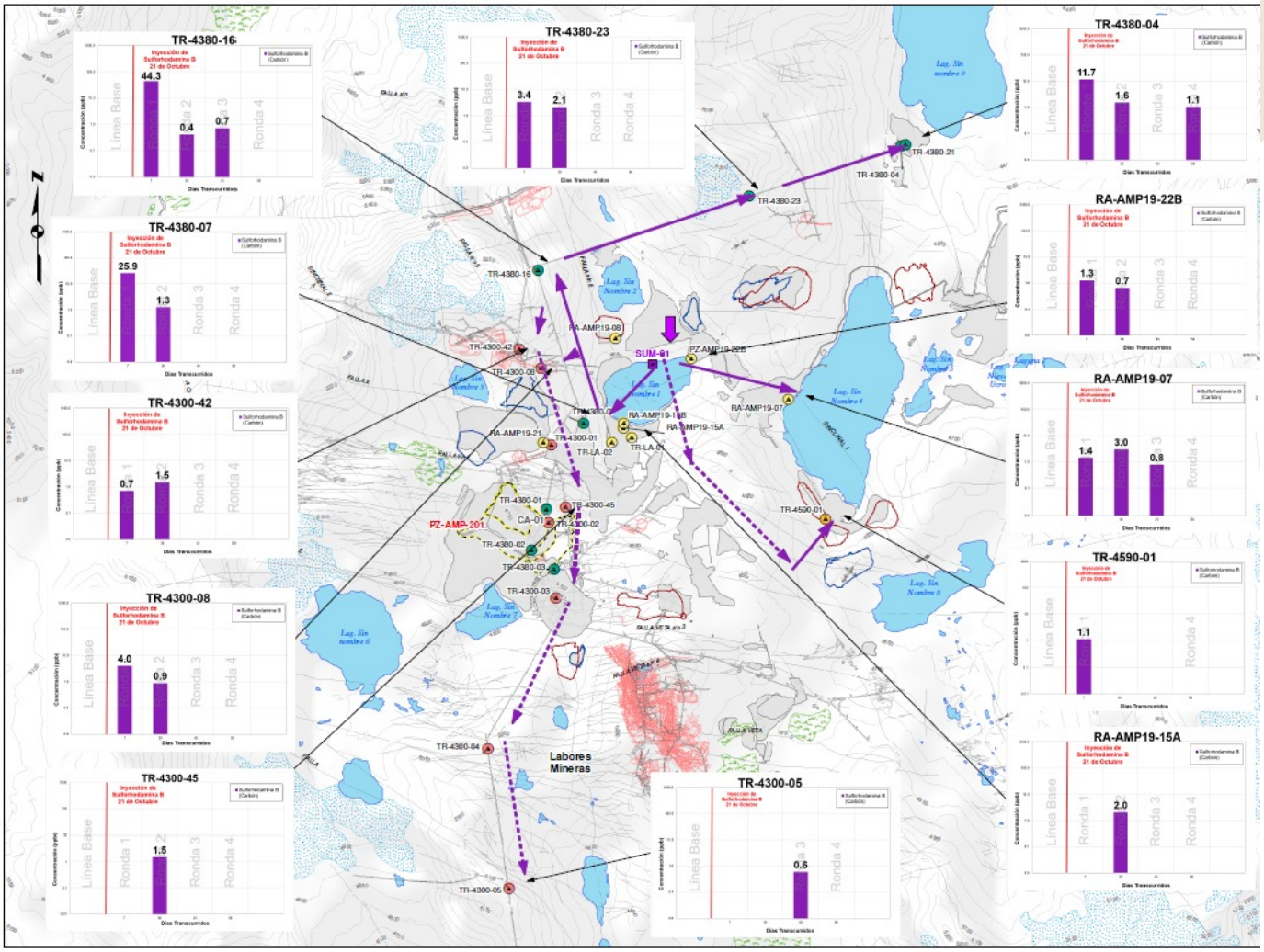


Figura 10. Resultados de los ensayos de trazadores. Se observa las conectividades del desarrollo minero con lagunas del entorno.

De esta manera, el modelo conceptual fue definido y construido integrando información geológica, estructural e hidrogeológica recopilada en campañas de campo y gabinete. Se identificaron unidades litológicas con comportamientos hidráulicos diferenciados, desde rocas granodioríticas de baja permeabilidad hasta zonas intensamente fracturadas que funcionan como conductos preferenciales de flujo. Los resultados de ensayos hidráulicos (Lugeon, Lefranc y Slug) mostraron una alta heterogeneidad espacial de la conductividad hidráulica, con valores que oscilan entre 0.0086 m/d en roca masiva y 8.6 m/d en zonas de falla. Se observó una tendencia decreciente de la permeabilidad con la profundidad, lo que permitió definir unidades hidrogeológicas estratificadas, siendo la más profunda la de menor conductividad. En este contexto, el flujo subterráneo en profundidad se encuentra principalmente controlado por estructuras tectónicas mayores, como fallas subverticales, que conectan zonas de recarga superficiales con labores mineras profundas, facilitando el transporte vertical del agua a través de zonas de baja permeabilidad.

El sistema piezométrico mostró niveles de agua que reflejan un flujo regional descendente, con zonas de recarga ubicadas en cotas altas y descargas naturales en bocaminas activas, manantiales y quebradas. Los niveles estáticos observados se ven afectados por las labores subterráneas, generando conos de depresión localizados (ver Figura 11).

Figura 11. Sección hidrogeológica A-A'. Se observa la interpretación de la superficie piezométrica y la influencia del desarrollo minero en su entorno

En relación con el régimen hídrico de la laguna Sin Nombre 1, se pudo establecer que esta se encuentra fuertemente conectada con el régimen de flujo subterráneo a través de los sedimentos no consolidados de las morrenas sobre y con las labores subterráneas del sector 1 a través de la falla conductiva denominada Falla 1 (Ver Figura 12).

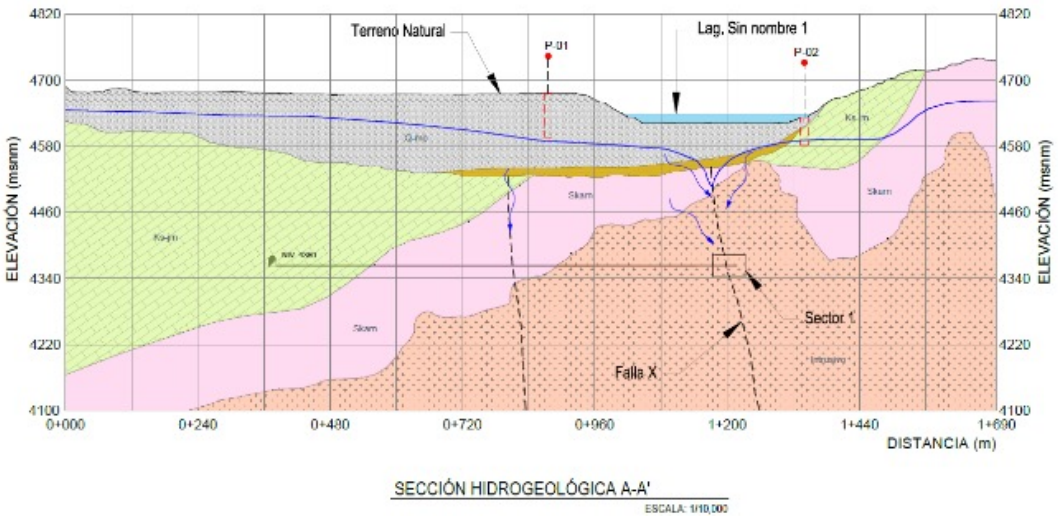


Figura 12. Interacción del régimen de flujo subterráneo con la laguna Sin Nombre 1.

Modelación hidrogeológica

La modelación numérica hidrogeológica realizada para la mina tuvo como objetivo simular el comportamiento del flujo subterráneo y evaluar los impactos asociados a la construcción de la ampliación y cierre de sectores de la mina. Se utilizó un modelo tridimensional empleando el código FEFLOW (DHI, 2023) que en primera instancia fue calibrado con datos de niveles piezométricos y caudales medidos en interior mina y considerando un medio poroso-fracturado. El modelo permitió representar el dominio geológico, incorporar las unidades hidrogeológicas definidas, la recarga natural, parámetros hidráulicos obtenidos en campo (Figura 13) y las condiciones de contorno (Figura 14).

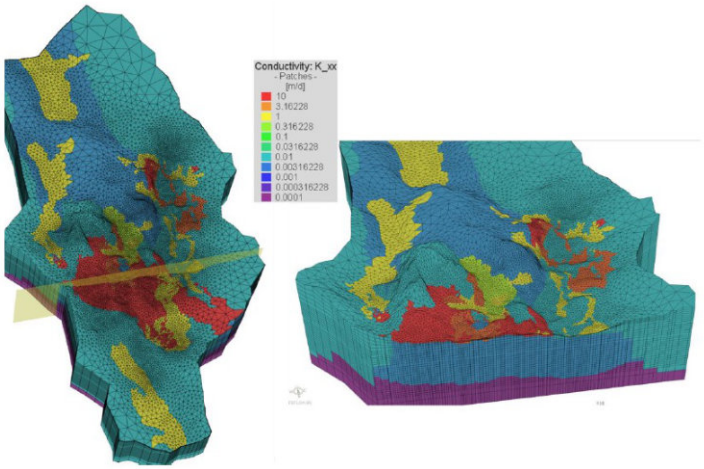


Figura 13. Asignación de parámetros hidráulicos al dominio

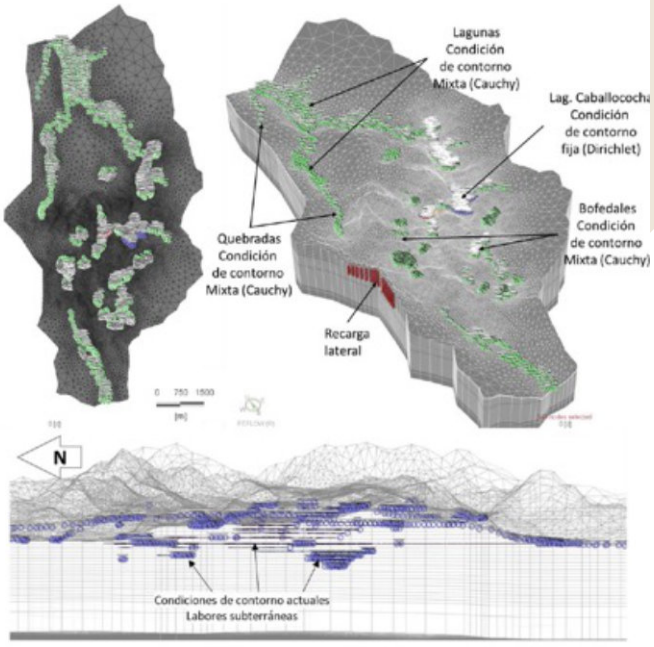


Figura 14. Condiciones de contorno. Arriba: Implementación de cuerpos de agua superficiales como lagunas, bofedales y quebradas mediante condiciones de contorno tipo II o Cauchy. Abajo: Implementación del desarrollo minero existente mediante condiciones de contorno tipo I o Dirichlet

Uno de los aspectos más relevantes en la modelación fue la consideración del sistema de fracturación en el área de estudio. Esto debido a que los mayores aportes de flujo, en este tipo de medios, se da precisamente a través de vías preferenciales como son las fallas y fracturas conductivas. En ese sentido, el modelo incorporó dichas fracturas de manera explícita mediante la implementación de elementos discretos a los que se le asociaron valores de conductividad hidráulica y espesor (Figura 15).

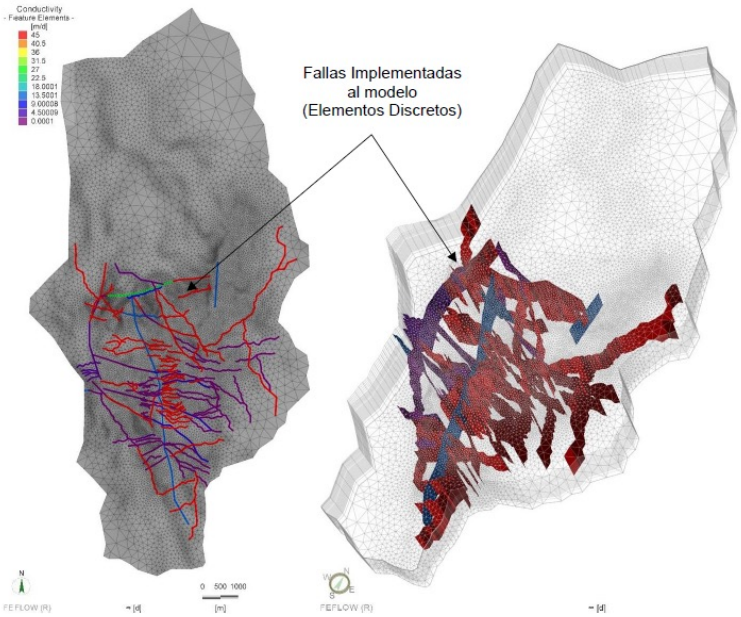


Figura 15. Implementación de la fracturación con elementos discretos bidimensionales

La calibración del modelo validó el entendimiento conceptual del sistema y permitió generar una superficie piezométrica en todo el dominio de estudio. De manera específica el modelo numérico no solo representó las mediciones de los piezómetros sino también las mediciones de aportes de flujo en los sectores de interior mina.

Para el proceso de calibración en régimen estacionario se consideraron los registros de cargas hidráulicas de 71 piezómetros y 11 manantiales logrando una correspondencia aceptable a esta escala regional (Ver Figura 16) con un promedio del valor absoluto de los residuales (ARM) de 18.63 m y un Residual medio cuadrático escalado (RMS escalado) de 5.10 %.

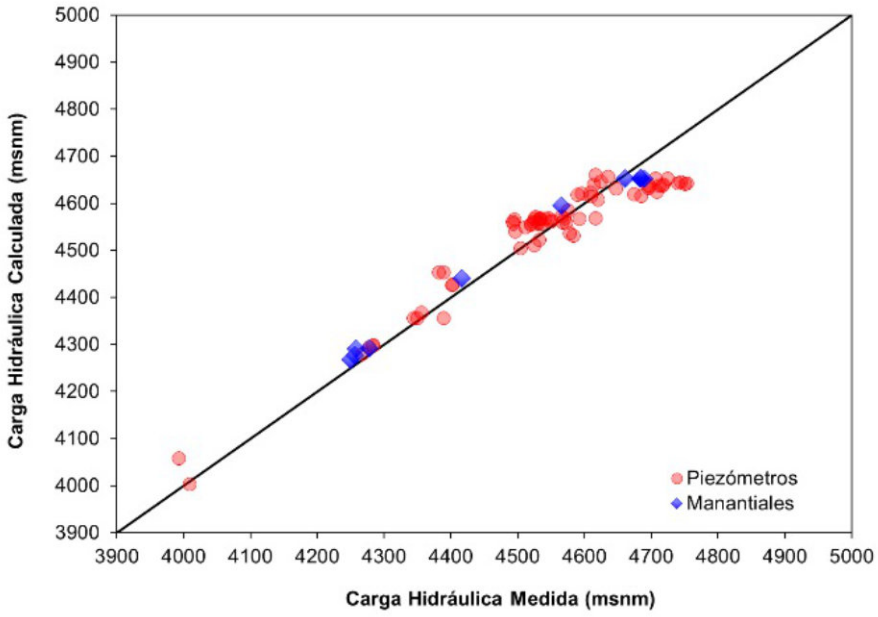


Figura 16. Resultados de la calibración en régimen estacionario las cargas hidráulicas de piezómetros y manantiales.

La Figura 17 muestra la comparación de los flujos observados en la descarga de las bocaminas con las descargas calculadas por el modelo numérico. Dado que las variaciones estacionales de las descargas para la bocamina 1, se hicieron ajustes al coeficiente de almacenamiento específico alcanzando un valor de 5.5E-06 1/m.

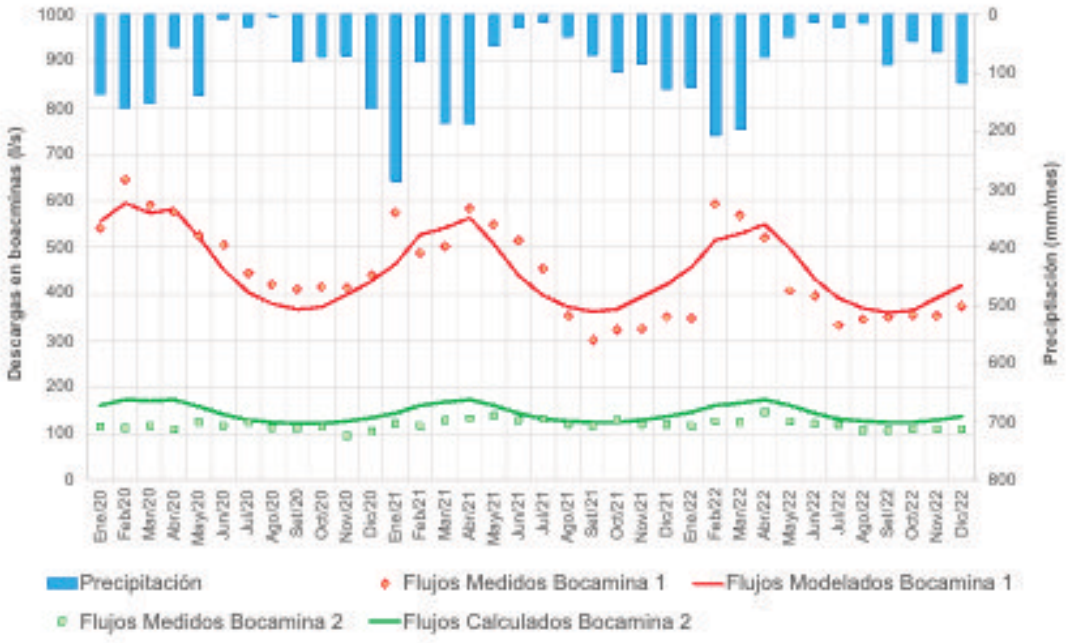


Figura 17. Resultados de la calibración en régimen transitorio para los flujos de drenaje en las Bocaminas 1 y 2. En líneas continuas los flujos simulados por el modelo y en puntos los registros medidos.

Resultados

Tras la calibración del modelo numérico hidrogeológico de la, se realizaron simulaciones predictivas centradas en evaluar el comportamiento del flujo subterráneo asociado exclusivamente a las labores mineras subterráneas durante la etapa operativa y de cierre. Se modeló la profundización progresiva de galerías y la instalación de tapones hidráulicos en bocaminas de salida 1 y salida 2. La representación numérica de la ampliación y profundización fue realizada mediante la asignación de condiciones de contorno tipo I (Dirichlet). Asimismo, sobre estas condiciones de contorno se aplicaron series de tiempo tal que permita su activación acorde al avance del plan de minado planificado que se muestran en la siguiente figura. Por el contrario, la simulación de taponamiento del sector 1, fue implementado con la desactivación de condiciones de contorno que simulaban el aporte de agua subterránea.

Figura 18. Implementación de la ampliación y profundización de la mina subterránea.

La Figura 19 muestra la variación nivel piezométrico al final de la etapa operativa, observándose una depresión del nivel freático en torno a las labores, lo que indica una respuesta directa del acuífero a la extracción de agua por las actividades de drenaje. Asimismo, el modelo predijo una disminución del drenaje de mina, principalmente en la bocamina 2, como parte de la instalación de tapones (ver Figura 20), lo cual se traduce en una reducción del gradiente hidráulico hacia las labores. Otros sectores asociados al drenaje de la bocamina 1 mostraron un incremento de flujo por lo que las necesidades de drenaje son mayores.

Las isopiezas simuladas permiten visualizar el cono de influencia generado por las obras subterráneas y su evolución temporal. Asimismo, durante el escenario de cierre, se simuló la recuperación gradual del nivel piezométrico en el entorno de las bocaminas, evidenciando la efectividad de las medidas de cierre para desacoplar el sistema minero del flujo regional (Ver Figura 21).

Figura 19. Resultados de la profundización y ampliación de mina. En Azul se muestra la superficie piezométrica actual y en rojo la generada por el desarrollo de la ampliación y profundización.

Figura 20. Predicción del drenaje de mina a través de las Bocaminas 1 y 2. Se observa el incremento por ampliación y la reducción de flujo por construcción de tapones.

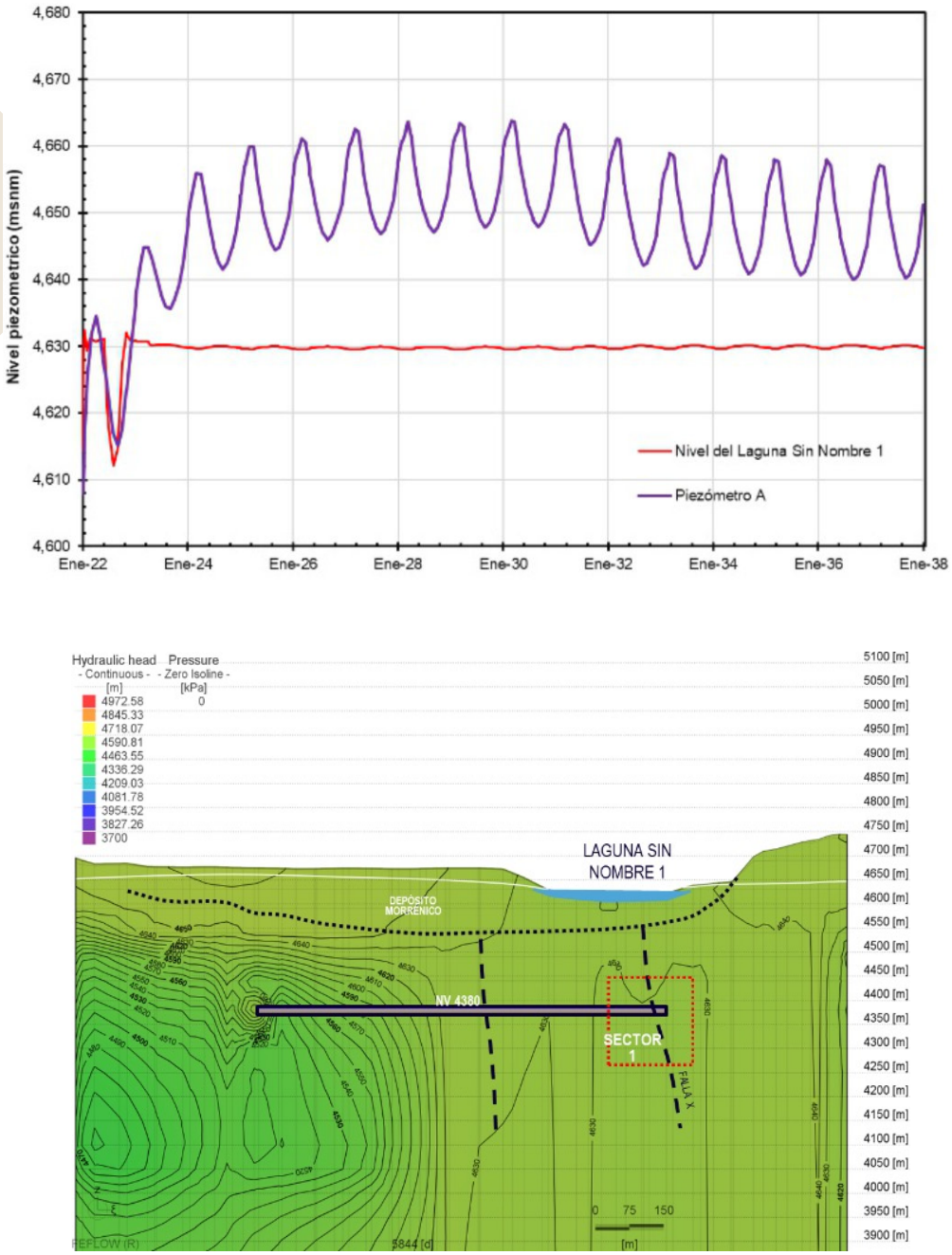


Figura 21. Efecto de medidas de cierre. Arriba: La recuperación sostenida de los niveles en la laguna Sin Nombre 1 (línea roja) y de la carga hidráulica del piezómetro A (línea morada) generada por la construcción del tapón en el sector 1. Abajo: Sección del modelo con la recuperación del nivel freático por el taponamiento en el sector 1.

Estas predicciones permiten entender la dinámica hidrogeológica controlada por las labores subterráneas, anticipar zonas críticas de drenaje, y definir estrategias de control y monitoreo que aseguren la estabilidad hidráulica del sistema subterráneo a lo largo del ciclo de vida del proyecto.

Conclusiones

El desarrollo del estudio hidrogeológico para la unidad minera evidenció que un conocimiento detallado del sistema de fracturas y su distribución espacial es fundamental para comprender el comportamiento del flujo subterráneo en contextos geológicos complejos. Las estructuras tectónicas, en particular las fallas subverticales activas, actúan como conductos preferenciales de flujo, estableciendo conexiones entre zonas de recarga superficial y las labores subterráneas profundas. Esta conectividad estructural condiciona tanto el volumen como la dirección del ingreso de agua hacia la mina, y puede representar un riesgo operativo si no se evalúa adecuadamente.

Asimismo, la implementación de un programa riguroso de instrumentación hidrogeológica, basado en piezómetros multiestratos, monitoreo de niveles, permitió validar el modelo conceptual y alimentar la calibración del modelo numérico. Esta instrumentación fue clave para identificar gradientes hidráulicos verticales, conos de depresión inducidos por la mina y zonas de posible interacción mina-ambiente.

En conjunto, el estudio demuestra que el entendimiento estructural profundo, complementado con datos instrumentales de calidad, constituye la base para una gestión eficaz del agua subterránea, permitiendo tomar decisiones fundamentadas en cuanto a drenaje, ampliaciones subterráneas y protección de cuerpos hídricos en superficie.

Referencias

Bouwer, H., & Rice, R. 1976, A slug test for determining hydraulic conductivity of unconfined aquifers with completely or partially penetrating wells. Water Resources Research, XII. 3, p. 423–428. doi:https://doi.org/10.1029/WR012i003p00423

Cedergren, H. R. 1977, Seepage, drainage, and flow Nets. 2nd. ed. [Nueva Jersey]: Wiley.

DHI 2023, FEFLOW 8.0 – Finite Element Subsurface Flow & Transport Simulation System. DHI Group. https://www.mikepoweredbydhi.com/products/feflow

Houlsby, A. C. 1976, Routine interpretation of the Lugeon water-test. Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology, IX. 4, p. 303-313. doi:https://doi.org/10.1144/GSL.QJEG.1976.009.04.06

Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET), Carta Geológica Nacional del Perú, escala 1:100 000. Serie de boletines técnicos.

Käss, W. 1998, Tracer Techniques for Groundwater Hydrology. Rotterdam: A.A. Balkema.

Lugeon, M. 1933, Les eaux souterraines: méthodes d'étude et résultats d'applications. Lausanne: Imprimerie La Concorde.

Smart, P. L., & Laidlaw, I. M. 1977, An evaluation of some fluorescent dyes for water tracing. Water Resources Research, XIII. 1, p. 15–33. doi:https://doi.org/10.1029/WR013i001p00015

United States Environmental Protection Agency (US EPA) 2004, Tracer studies to characterize hydraulic performance of waste containment systems. EPA/600/R-04/111. https://nepis.epa.gov/Exe/ZyPDF.cgi/P1008Q4J.PD

Assessing the Concentration of CO_2 in Coal using Raw Volumetric Sorption Data: Importance and Challenges

Yuriko Yarel Bueno-Yamamoto[1,2,3*], Cristina F. Alves Rodrigues[3,4,5], Juan Josué Enciso-Cárdenas[1,2], Arturo Bueno-Tokunaga[1], Luis Fernando Camacho-Ortegón[1,2], Manuel João Lemos de Sousa[3,4,5], Genaro de la Rosa Rodríguez[1,2,3].

[1] Centro de Investigación en Geociencias Aplicadas, Universidad Autónoma de Coahuila (UAdeC). 5 de Febrero esq. con Blvd. Simón Bolívar #303-A Col. Independencia, Nueva Rosita, Coahuila, México.
[2] Centro de Estudios e Investigaciones Interdisciplinarios, Universidad Autónoma de Coahuila (UAdeC). Centro Cultural 2° piso. Ciudad Universitaria. Carretera México km 13.C.P. 25350, Arteaga, Coahuila.
[3] I3&ID - Fundação/Universidade Fernando Pessoa, Praça de 9 de Abril 349 4249·004, Porto, Portugal.
[4] MARE – Centro de Ciência do Mar e Ambiente/URI Coimbra, Portugal.
[5] Academia das Ciências de Lisboa, 1249-122, Lisboa Portugal.
***Corresponding Author: buenoyuriko@uadec.edu.mx**

Abstract

The geological storage of carbon dioxide (CO_2) has become a key strategy for mitigating climate change. Coal seams are increasingly recognised as a viable alternative storage solution to the more commonly known deep saline aquifers and depleted oil and gas reservoirs. However, to determine the suitability of a coal seam for CO_2 storage, its petrographic composition, sorption capacity, diffusion, and other physical and chemical properties must be carefully analysed. Accurate determination of CO_2 concentration in coal is essential for understanding gas storage kinetics, evaluating reservoir performance, and designing effective carbon capture, utilization, and storage (CCUS) strategies. The methodology presented in this study is based on raw volumetric sorption data, which is used to estimate CO_2 concentration in coal samples under controlled laboratory conditions. Using raw data enables the identification of experimental uncertainties, correction requirements, and potential sources of error that can significantly affect sorption data analysis. The study also highlights the importance of proper data treatment for accurately characterizing sorption behaviour. Challenges such volume calibration, and pressure stabilisation are addressed. Ultimately, this work contributes to the development of more reliable methodologies for gas sorption analysis, emphasizing the critical role of raw data in improving the accuracy of CO_2 concentration estimations in coal seams.

Resumen

El almacenamiento geológico de dióxido de carbono (CO_2) se ha convertido en una estrategia clave para mitigar el cambio climático. Las capas de carbón están siendo reconocidas cada vez más como una solución de almacenamiento alternativa viable en comparación con los acuíferos salinos profundos y los yacimientos de petróleo y gas agotados. Sin embargo, para determinar la idoneidad de una capa de carbón para el almacenamiento de CO_2, se deben analizar cuidadosamente su composición petrográfica, capacidad de sorción, difusión y otras propiedades físicas y químicas. La determinación precisa de la concentración de CO_2 en el carbón es esencial para comprender la cinética de almacenamiento de gas, evaluar el rendimiento del

yacimiento y diseñar estrategias efectivas de captura, utilización y almacenamiento de carbono (CCUS, por sus siglas en inglés). La metodología presentada en este estudio se basa en datos crudos de sorción volumétrica, los cuales se utilizan para estimar la concentración de CO_2 en muestras de carbón en condiciones controladas de laboratorio. El uso de datos crudos permite identificar incertidumbres experimentales, requisitos de corrección y posibles fuentes de error que pueden afectar significativamente el análisis de datos de sorción. El estudio también destaca la importancia del tratamiento adecuado de datos para caracterizar con precisión el comportamiento de sorción. Se abordan desafíos como la calibración del volumen y la estabilización de la presión. En última instancia, este trabajo contribuye al desarrollo de metodologías más confiables para el análisis de sorción de gases, enfatizando el papel crítico de los datos crudos en la mejora de la precisión de las estimaciones de concentración de CO_2 en las capas de carbón.

Introduction

Geological storage of CO_2 has emerged as a key strategy for mitigating climate change, which represents one of the main global challenges of the 21st century. Geological storage aims to capture, utilize and store of CO_2 (CCUS) in deep geological formations (Tunik, 2024). Several options for CO_2 geological storage have been identified, which include a) depleted oil and gas reservoirs, b) shale gas, c) deep saline aquifers, d) salt caverns, e) basalts and f) coal seams (Metz, 2005; Bachu, 2008; Ibrahim & Nasr-El-Din, 2018; Ramos et al., 2018). Coal seams have shown considerable potential for CO_2 storage due to their organic microporosity system and, consequently, high affinity for adsorbing CO_2 (Bachu, 2008; Gensterblum et al., 2009). In addition, injecting and storing CO_2 in coalbed can enhance methane recovery, providing an economic advantage.

CCUS technologies has been successfully implemented in coalbeds worldwide, including in Canada, Poland, Chile, Japan, along others (Metz, 2005). As part of its strategy to mitigate climate change while also enhancing hydrocarbon recovery, Mexico has made significant progress in carbon capture and storage (CCS) technologies (NACSA, 2012). Integrating CCUS into the National Climate Change Strategy in 2007 and the Special Climate Change Program for 2009–2012 marked the beginning of feasibility assessments for CCS in Mexico. In 2011, a nationwide study conducted identified areas with favourable conditions for CO_2 storage. This resulted in the development of a map showing inclusion and exclusion zones (Figure 1-A), which highlights 11 regions with the highest storage potential. Nine of these regions were then assessed in more detail (Figure 1-B). However, the study emphasized the need for more detailed geological investigations. The most recent evaluation focused on the Sabinas Sub-basin, located in the coal-rich region of Coahuila, where an estimated CO_2 storage capacity of 17 Mm^3 was reported (De La Rosa Rodríguez et al., 2023).

Figure 1; A) Distribution of inclusion–exclusion zones at the national level for geological CO_2 storage purposes. B) Provinces identified based on their geological potential for CO_2 storage, delineated within the inclusion zones around the Gulf of Mexico, and the northern and central regions of Mexico. from Dávila et al., 2010; NACSA, 2012.

The effectiveness of geological storage strategies for mitigating greenhouse gases depends on several factors, including the storage capacity of the formation, the long-term stability of CO_2 underground, and the transport mechanisms governing its movement through the porous medium (IPCC, 2005; Maldonado Pérez, 2015). In low-permeability formations, such as coal seams, diffusion becomes a key mechanism for transporting CO_2 and for its interaction with the organic matrix of the storage medium (Cui et al., 2004). It is estimated that approximately 95% to 98% of the gas present in coal exists in an adsorbed state on the internal surfaces of the porous organic matter structure (Gray et al., 1987; Rodrigues, 2002; Rodrigues and Lemos de Sousa, 2002).

Diffusion is the primary mechanism governing the transport of CO_2 within the coal matrix, significantly influencing the amount of gas that can be retained in the formation over the long term. It plays a critical role in controlling both the mobility and dispersion of CO_2, directly impacting the efficiency and safety of CO_2 geological storage (Bachu, 2008; De Silva et al., 2009). Moreover, injection rates are also closely related to the diffusion process and are a critical factor in determining the economic feasibility of a CO_2 geological storage project (Gensterblum et al., 2009). Managing diffusion effectively can improve the spatial distribution of CO_2 within the coal seam, thereby enhancing long-term storage capacity, minimizing the leakage risk, and ensuring storage stability (Rutqvist, 2012; Pan et al., 2013).

Diffusion is driven by concentration gradients, allowing gases to move through the pores of the organic matter from areas of higher concentration to areas of lower concentration (Marchese et al., 1982; Bird et al., 2002; Busch et al., 2003).

This work aims to present a methodological approach for estimating the CO_2 concentration curve in coal based on raw volumetric sorption data, while highlighting the challenges and relevance of treating raw data.

Methodology

Sorption isotherms can be conducted using different basic methods, such as (i) volumetric techniques, (ii) gravimetric techniques, and (iii) chromatographic techniques. The latter two are less commonly used due to a lack of precision in their procedures or insufficient information obtained (Rodrigues, 2002). This work focuses on the volumetric technique.

To perform a sorption isotherm using a volumetric technique, an apparatus consisting of two cells is required: (i) reference cell and (ii) sample cell. Both cells are placed in a water bath to control and maintain a constant temperature (Figure 2). To achieve high accuracy when determining data using the volumetric method, it is recommended that at least calibrations of the equipment are performed using helium to determine the system's volume. After this initial calibration, a final calibration is carried out using a sample prepared to the appropriate grain size and moisture equilibrium conditions.

Figure 2. Sorption Isotherm Apparatus.

The process involves gradually increasing the pressure, during the adsorption phase, known as adsorption pressure steps, followed by decreasing the pressure during the desorption phase, known as desorption pressure steps. Sufficient time must be allowed for the gas to reach dynamic equilibrium within the cells in each of these steps. Data collected includes pressure readings from the reference and sample cells, temperatures of reference and sample cells, the water bath temperature and the atmospheric temperature. All measurements are recorded on a second by second basis (Figure 3).

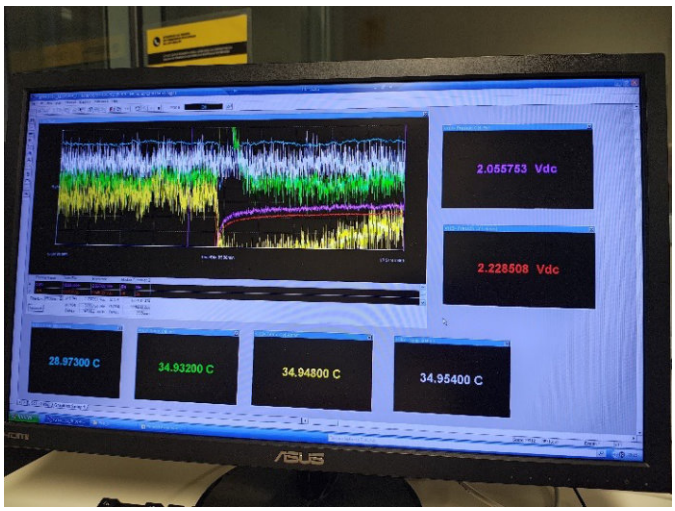


Figure 3. Data logger of pressure of reference cell, pressure of sample cell, temperature in reference cell, temperature in sample cell, bath temperature and atmospheric temperature.

On the other hand, the concentration can be obtained by using (Mavor et al. 1990; Naveen et al. 2017) the equation 1.

$$C = 3.6692 \times 10^{-5} \gamma_g \rho_c v \qquad Eq.1$$

Where γ_g is the specific gravity of gas (dimensionless); ρ_c the density of coal (g/cm^3) and v is the sorption capacity (m^3/ton). The volume, in case of carbon samples, must be determined using the Langmuir isotherm and the volumetric technique. This involves implementing both increasing and decreasing pressure steps and recording the pressure values after equilibrium is achieved (Rodrigues, 2002).

$$V = \frac{V_L \times P}{P_L + P} \qquad Eq.2$$

Where, V is the gas content (scf/ton), V_L is the Langmuir volume (scf/ton), P_L is the Langmuir pressure (psi) and P the pressure (psi).

Results

In this work, a sample of bituminous coal will be used (Enciso et al., 2015), nevertheless, the influence of the coal characteristics is beyond of the scope of this research. Figure 4 shows the data recoded for one incremental pressure from the apparatus.

Figure 4. A) Pressure in reference cell, B) Pressure in sample cell, C) Temperature in reference cell, D) Temperature in sample cell, E) Atmospheric temperature, F) Water Bath temperature.

To achieve the Langmuir Equation, a minimum of six adsorption pressure steps and seven desorption pressure steps must be conducted. Nevertheless, the concentration can be computed at each pressure step. For this work, only the results from one pressure step are shown). It is also important to note that only the data collected after the cells are connected are relevant. This leads to a data curve as shown in Figure 5. In the same figure, it can be observed that, at a large scale, the overall behaviour follows a general trend. However, when zooming in, the high density of measurements introduces inherent noise, which complicates the computations and may lead to errors.

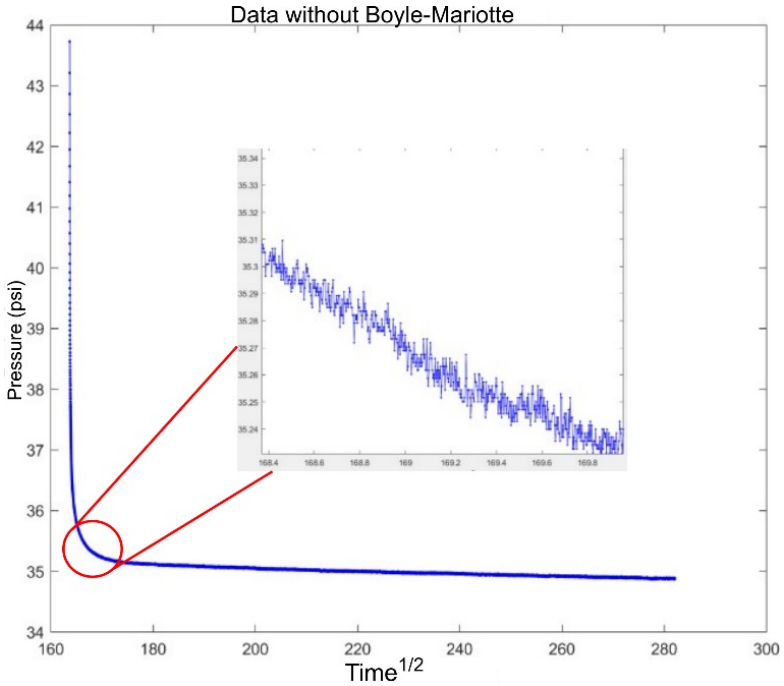


Figure 5. Pressure data in sample cell after cells connection.

In this sense, the specific gravity of CO_2 is established of 1.52, the density of this coal sample has been estimated at 1.345 g/cm^3. Finally, the Langmuir Equation has been established for the analysed coal sample (Eq. 3).

$$V(P) = \frac{933.6474 \times P}{450.4857 + P} \qquad Eq.3$$

Due to the fact that pressure varies in function of time $(P(t))$, this equation can be used in terms of time Therefore, $V(t)$ is used as the input to calculate the concentration at discrete time intervals. Having addressed the necessary unit conversions, equation 1, can now be applied to estimate the concentration at each time step. This implementation allows for a temporal analysis of the concentration profile, which is essential for understanding the behaviour of the system under investigation (Figure 6A). Nevertheless, the computed concentration curve still exhibits noticeable noise (Figure 6A), which complicates subsequent calculations that rely on concentration values, such as those used in diffusion computations. This residual noise can introduce significant errors, particularly in numerical simulations, where small fluctuations may propagate or be amplified. To address this issue, it is necessary to apply a data smoothing technique to reduce variations while preserving the overall trend of the dataset. As illustrated in figure 6B, implementing such a technique produces a cleaner and more stable concentration profile, thereby enabling more accurate and reliable downstream computations. Currently, another study is predominantly addressing this issue, and its findings will be discussed in future work.

Figure 6. A) Concentration curve for step one B) Smoothing technique over concentration data for step one.

In the graph shown in figure 6, the concentration values range from $5 \times 10^{-3}\ g/cm^3$ to $6.3 \times 10^{-3}\ g/cm^3$. Given the low magnitude of these values, particular attention must be paid to ensure accuracy and minimize errors in any subsequent analysis.

Conclusions

- Accurate characterization of CO_2 concentration in coal is essential for assessing the feasibility of geological storage, as this information enables a better understanding of sorption kinetics and helps to optimize the design of carbon capture, utilization, and storage (CCUS) strategies.
- The use of raw volumetric sorption data is a valuable tool for identifying experimental uncertainties, correcting deviations, and detecting systematic errors that could compromise the interpretation of results in gas storage studies.
- This study contributes to the development of more consistent methodologies for coal sorption analysis by emphasizing the importance of processing raw data and proposing practical strategies to enhance the accuracy of CO_2 concentration estimations in geological formations.
- The application of smoothing techniques to the concentration curves effectively reduces inherent experimental noise, significantly improving data quality and facilitating subsequent calculations such as diffusion estimation, as mentioned before further discussion on this issue, will be presented in future works.

Acknowledgements

The authors would like to thank to the Centro de Investigación en Geociencias Aplicadas, Centro de Estudios e Investigaciones Interdisciplinarios, and the proyecto IMPULSA-UAdeC 2024-59 de la Dirección de Investigación y Posgrado and globally to the Universidad Autónoma de Coahuila (México) for providing the facilities and support. Also are grateful to Fondo de estancias sabáticas vinculadas a la consolidación de grupos de investigación convocatoria 2025 - SECIHTI por el financiamiento del Proyecto 11038806, Estudio de las propiedades de adsorción/desorción de gas en muestras de carbón y su aplicación al almacenamiento geológico de CO_2 y aprovechamiento sustentable del CBM, Región Carbonífera de Coahuila, NE de México. Finally, specially thanks to Foundation Fernando Pessoa for permission to include this research in the work plan of I3ID and for the laboratory's services and research support, as well as, to MARE/URI Coimbra. Thanks as well to colleagues who contributed to the data acquisition.

References

Bachu, S. (2008). CO_2 storage in geological media: Role, means, status and barriers to deployment. Progress in Energy and Combustion Science, 34(2), 254-273. https://doi.org/10.1016/j.pecs.2007.10.001

Bird, R. B., Stewart, W. E., & Lightfoot, E. N. (2002). Fenómenos de transporte (2ª ed.). Reverté.

Busch, A., Gensterblum, Y., & Krooss, B. M. (2003). Methane and CO_2 sorption and desorption measurements on dry Argonne premium coals: Pure components and mixtures. International Journal of Coal Geology, 55(2-4), 205-224. https://doi.org/10.1016/S0166-5162(03)00113-7

Cui, X., Bustin, R. M., & Dipple, G. (2004). Differential transport of CO2 and CH4 in coalbed aquifers: Implications for coalbed gas distribution and composition. AAPG bulletin, 88(8), 1149-1161.

Dávila Serrano, M., O. Jiménez, et. al. (2010). "A preliminary study of regional geologic carbon sequestration in Mexico." International Journal of Physical Science 5(5): 408-414.

De la Rosa Rodríguez G., Enciso Cárdenas J.J., Alves Rodrígues C.F., Nuñez Useche F., Martínez Hernández D., Bueno Yamamoto Y.Y., Camacho Ortegón L.F., Bueno Tokunaga A., Lemos de Sousa M.J. (2023). Almacenamiento Geológico de CO2: Una Oportunidad para la diversificación en el uso del carbón en la Subcuenca de Sabinas. GEOMIMET 363, ISSN 0185-1314 p.12-20

De Silva, D., Jaramillo, M. I., & Husein, M. (2009). Diffusion of CO_2 in coal and its role in CO_2 sequestration. Energy Procedia, 1(1), 3515-3522. https://doi.org/10.1016/j.egypro.2009.01.464

Enciso-Cárdenas, J. J., Rodrigues, C., Martínez, L., Camacho-Ortegón, L. F., Lemos de Sousa, M. J., la O-Burrola, D., & Dinis, M. A. P. (2015), Estudio de las propiedades de adsorción/desorción de gas en el carbón de la Cuenca de Sabinas en México: Study of gas adsorption/desorption properties in coals of Sabinas Basin on Mexico. Revista Internacional de Investigación e Innovación Tecnológica, 3(15), 1-12.

Gensterblum, Y., van Hemert, P., Bakkum, E., Busch, A., Krooss, B. M., & Littke, R. (2009). European inter-laboratory comparison of high pressure CO_2 sorption isotherms II: Natural coals. International Journal of Coal Geology, 79(1-2), 1-15. https://doi.org/10.1016/j.coal.2009.04.001

Gray I. (1987) Reservoir engineering in coal seams. Part I. The physical process of gas storage and movement in coal seams. SPE Reservoir Engng;28–34.

Ibrahim, A. F., & Nasr-El-Din, H. A. (2018), CO2 Injection in Coal Formations for Enhanced Coalbed Methane and CO2 Sequestration. Natural Gas Processing from Midstream to Downstream, 89-111. https://doi.org/10.1002/9781119269618.ch4.

Intergovernmental Panel on Climate Change (IPCC). (2005). IPCC Special Report on Carbon Dioxide Capture and Storage. Cambridge University Press. Recuperado de https://www.ipcc.ch/site/assets/uploads/2018/03/srccs_wholereport-1.pdf

Maldonado Pérez, M. (2015). Variación del campo de presiones por almacenamiento geológico de CO_2. Universidad de Salamanca. Recuperado de https://gredos.usal.es/bitstream/10366/122209/1/TFM_MaldonadoPerezM_Variaciondelcampo.pdf

Marchese, J., Horas, J. A., & Rivarola, J. B. P. (1982). Difusión superficial de gases en medios porosos. Revista Latinoamericana de Ingeniería Química y Química Aplicada, 12(1), 23-45. Recuperado de https://biblat.unam.mx/es/revista/revista-latinoamericana-de-ingenieria-quimica-y-quimica-aplicada/articulo/difusion-superficial-de-gases-en-medios-porosos

Mavor, M. J., Owen, L. B., & Pratt, T. J. (1990, September). Measurement and evaluation of coal sorption isotherm data. In SPE Annual Technical Conference and Exhibition? (pp. SPE-20728). SPE.

Metz, B., Davidson, O., De Coninck, H. C., Loos, M., & Meyer, L. (2005), IPCC special report on carbon dioxide capture and storage. Cambridge: Cambridge University Press.

Natural Resources Canada, Mexican Ministry of Energy, & U.S. Department of Energy. (2012). North American Carbon Storage Atlas (NACSA) (1ª ed.). http://co2.energia.gob.mx/res/ATLAS%20FINAL.pdf

Naveen P., Asif M., Ojha K., Panigrahi D.C., Vuthaluru H.B., (2017). Sorption Kinetics of CH4 and CO2 Diffusion in Coal: Theoretical and Experimental Study. Energy & Fuels 31, 6825-6837. DOI: 10.1021/acs.energyfuels.7b00721

Pan, L., Zha, H., Li, Y., & Liu, W. (2013). Geomechanical effects of CO_2 sequestration in coal seams: Implications for storage capacity and safety. International Journal of Greenhouse Gas Control, 15, 106-113. https://doi.org/10.1016/j.ijggc.2013.01.008

Ramos, A. D. S., de Araujo, G. E., Siviero, L., Ketzer, J. M., Heemann, R., Lourega, R. V., & Rodrigues, L. F. (2018), Comparative assessment between different sample preparation methodologies for PTGA CO2 adsorption assays—Pellet, powder, and fragment samples. Adsorption Science & Technology, 36(7-8), 1441-1455. doi:10.1177/0263617418779459.

Rodrigues C. F., (2002). The application of isotherm studies to evaluate the Coalbed Methane potential of the Waterberg Basine, South Africa. PhD Thesis, Universidade do Porto, Facultade de Ciências, Departamento de Geologia.

Rodrigues, C.F., Lemos de Sousa, M.J. (2002), The measurement of coal porosity with different gases. International Journal of Coal Geology 48, 245–251.

Rutqvist, J. (2012). The geomechanics of CO_2 storage in deep sedimentary formations. Geotechnical and Geological Engineering, 30(4), 1059-1075. https://doi.org/10.1007/s11041-012-9494-1

Tunik, M. (2024). El rol de la petrografía en la mitigación del cambio climático a través del almacenamiento de dióxido de carbono. CONICET. Recuperado de https://patagonia-confluencia.conicet.gov.ar/el-rol-de-la-petrografia-en-la-mitigacion-del-cambio-climatico-a-traves-del-almacenamiento-de-dioxido-de-carbono/

Evaluación de la pertinencia de un proceso ambientalmente sustentable para la limpieza del agua retenida en un tajo de carbón.

Diego Martínez Carrillo[1], Sergio Agustín Elizondo Castellanos[1], Luis Fernando Camacho Ortegón[1], Juan Josué Enciso Cárdenas[1], Arturo Bueno Tokunaga[1], Genaro de la Rosa Rodríguez[1], Lisbett Susana Materano Escalona[1], Diego de Jesús Martínez Hernández[1], Carlos Alberto Ávila Orta[2], Cynthia Guerrero Bermea[3].

[1] Centro de Investigación en Geociencias Aplicadas UAdeC, 5 de febrero 303 A, Independencia, 26830 Nueva Rosita, Coahuila.
[2] Centro de Investigación en Química Aplicada, Enrique Reyna H. 140, San José de los Cerritos, 25294 Saltillo, Coahuila.
[3] C Tecnológico Nacional de México/ITES de la Región Carbonífera, Carretera 57 Km 120, 26950 Villa de Agujita, Coahuila.
diegomartinez@uadec.edu.mx

Resumen

La minería es una de las actividades de peso en la contribución del Producto Interno Bruto del país, sin embargo, la minería del carbón viene en declive en las dos últimas décadas lo que ha ocasionado el cierre de muchas empresas y con ello el abandono de las obras mineras. En la Región Carbonífera existen obras de minería a cielo abierto, comúnmente conocidos como tajos, que fueron abandonados sin llegar al cierre de mina y remediación ambiental, por lo que en algunos casos no existe una figura legal a quien obligar con el cumplimiento de la ley Minera. La mayoría de estos tajos están comunicados con acuíferos y se mantienen inundados en el fondo manteniendo cuerpos de aguas contaminadas que no se pueden utilizar. El agua es un recurso indispensable para el desarrollo de la sociedad, si bien, la mayor parte del consumo de agua potable es en la agricultura, esta actividad se realiza en zonas rurales y normalmente el agua utilizada es agua subterránea extraída a través de pozos. Este trabajo realiza una caracterización fisicoquímico parcial (análisis de metales pesados, pH, conductividad eléctrica y sólidos totales) de un cuerpo de agua de un tajo cercano a una población ejidal en Nueva Rosita, Coahuila, para evaluar la pertinencia de un proceso de limpieza del agua, además, presenta estadísticas de radiación solar y temperatura ambiental de la zona para la instalación de una planta fotovoltaica que genere energía eléctrica limpia para ser utilizada en los procesos de limpieza del agua. Los resultados indican que la combinación de un proceso de evaporación con un proceso de filtración de agua con rocas calizas es factible, ecológico y ambientalmente sustentables.

Abstract

Mining is one of the most important activities contributing to the country's Gross Domestic Product; however, coal mining has been in decline over the last two decades, leading to the closure of many companies and, consequently, the abandonment of mining projects. In the Carbonífera Region, there are open-pit mining projects, commonly known as pits, that were abandoned without mine closure or environmental remediation, so in some cases there is no legal entity to enforce compliance with the Mining Law. Most of these pits are connected to aquifers and remain flooded at the bottom, maintaining contaminated water bodies that cannot be used. Water is an indispensable resource for the development of society; although most drinking water is consumed in agriculture, this activity takes place in rural areas, and the water typically used is groundwater extracted through wells. This work carries out a partial physicochemical characterization (analysis of heavy metals, pH, electrical conductivity and total solids) of a water body from a pit near an ejido population in Nueva Rosita, Coahuila, to evaluate the relevance of a water cleaning process, in addition, it presents statistics of solar radiation and ambient temperature of the area for the installation of a photovoltaic plant that generates

clean electricity to be used in water cleaning processes. The results indicate that the combination of an evaporation process with a water filtration process with limestone rocks is feasible, ecologically and environmentally sustainable.

Introducción.

La región carbonífera de Coahuila se ha destacado por su producción de carbón durante los últimos siglos, iniciando a principios del siglo XXIX y formalizándose a finales de 1886 (Contreras Delgado, 2001), actualmente el carbón se utiliza en la industria metalúrgica y térmica, aunque en los últimos años ha decaído su producción drásticamente (Figura 1).

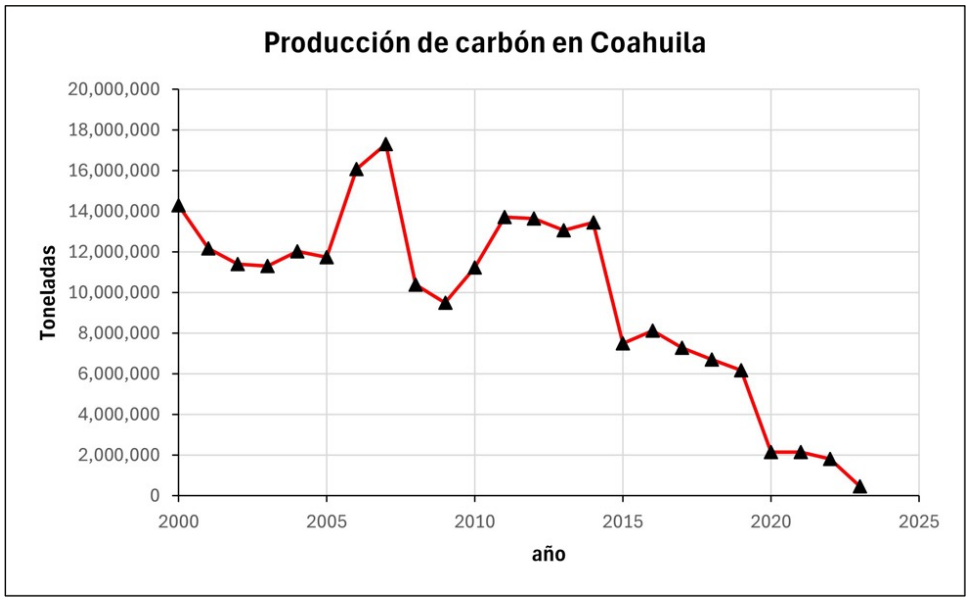


Figura 1. Producción anual de carbón en este siglo. Elaboración propia, extraído de la Colección de Anuarios Estadísticos de la Minería Mexicana (SGM,2025).

Desafortunadamente su producción se ha reducido en más de un 95% en comparación con las primeras 2 décadas de este siglo, por situaciones adversas de la industria metalúrgica (cierre de Altos Hornos de México) y a la cancelación de contratos de compra de carbón por parte de la CFE para las carboeléctricas de Nava, Coahuila, pues el precio del carbón por tonelada representaba un sobre costo que limitaba la participación de CFE en el Mercado Eléctrico Mayorista (MEM).

Como se ha mencionado, desde el año 2000 a la fecha la situación en la producción de carbón en México vino en caída, haciendo que muchas empresas (pequeña, mediana y grande) desaparecieran y con ello dejaran una gran cantidad de obras mineras sin concluir.

Ley General del Equilibrio Ecológico y la Protección al Ambiente plantea principalmente las siguientes obligaciones a las empresas mineras:

- Presentar MIA (Manifiesto de Impacto Ambiental) antes de iniciar operaciones.
- Realizar una consulta indígena si el proyecto afecta territorios indígenas.
- Manejo de residuos peligrosos.
- Cambio de suso de suelo en caso de afectar una zona forestal.
- Cumplimiento de las NOMs correspondientes a su actividad minera.
- Presentar un programa de cierre y post-cierre de mina.

Normalmente las medianas y grandes empresas cumplen cabalmente o en la medida de sus posibilidades con los compromisos de cierre de mina y

restauración de las áreas para la protección del medio ambiente. Sin embargo, existen varios casos donde las obras mineras han sido abandonadas y no "existe" una figura legal responsable (Figura 2) pues la empresa que tenía adjudicada la concesión desapareció.

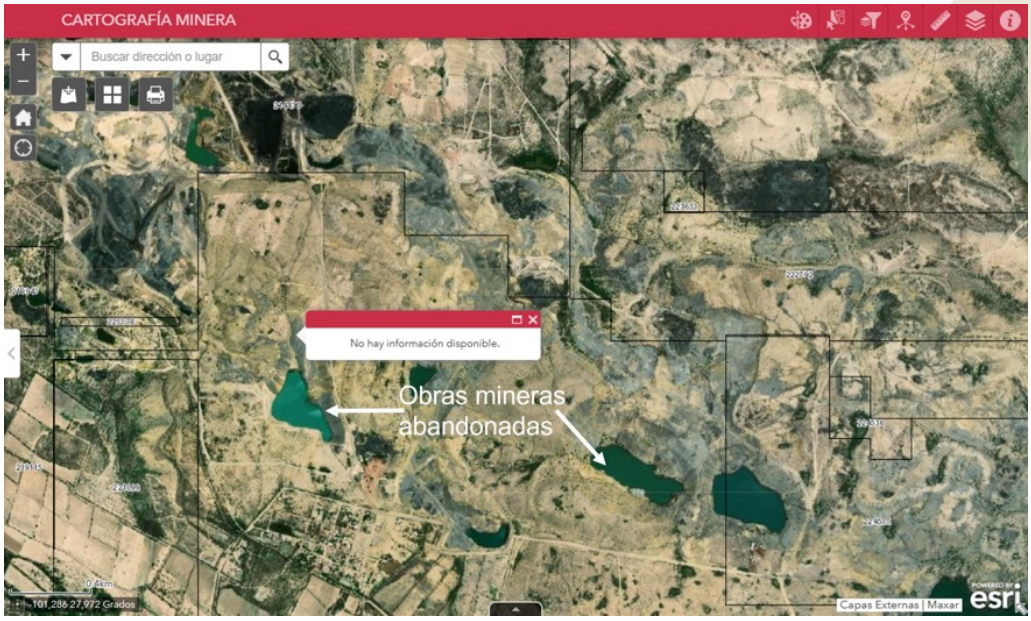


Figura 2. Ejemplo de un predio minero sin información del concesionario que han sido explotado cercano al poblado de Purísima, del Ejido Paso del Coyote en Nueva Rosita, Coahuila. Elaboración propia. Obtenido y adaptado de la Secretaría de Economía (SE), Dirección General de Minas, 2025.

Independientemente de la situación legal en la que estén los tajos de carbón señalados en la Figura 2, estos quedaron sin rellenar, no se hizo una remediación ambiental y probablemente se dejaron en contacto con un acuífero que los mantiene con un nivel de agua estable (Rodríguez, 2022). Es decir, el nivel se incrementa pocos centímetros en temporada de lluvia y disminuye de igual manera en temporada de sequía. Haciendo una revisión con imágenes satelitales de uno de los tajos cercanos a Purísima (Figura 3), el agua dejó de ser controlada durante el 2013 ya que en la Figura 3b se observa como inicia el agua a inundar el tajo hasta alcanzar el nivel actual durante el año del 2018. El contorno rojo en las 4 imágenes de la Figura 3 representa la ubicación y dimensión que alcanzó el área del cuerpo de agua.

De acuerdo con la ley, este terreno continúa siendo parte del Ejido Paso del Coyote ubicado en el Municipio de San Juan de Sabinas, en la localidad de Nueva Rosita, Coahuila. Por lo tanto, estas obras mineras afectan el uso de suelo que pudiera ser utilizado para cultivo o como agostadero para ganado, ofreciendo un reto importante tanto para el Ejido como para las autoridades locales el darle un uso productivo y coherente a este tipo de obras mineras abandonadas.

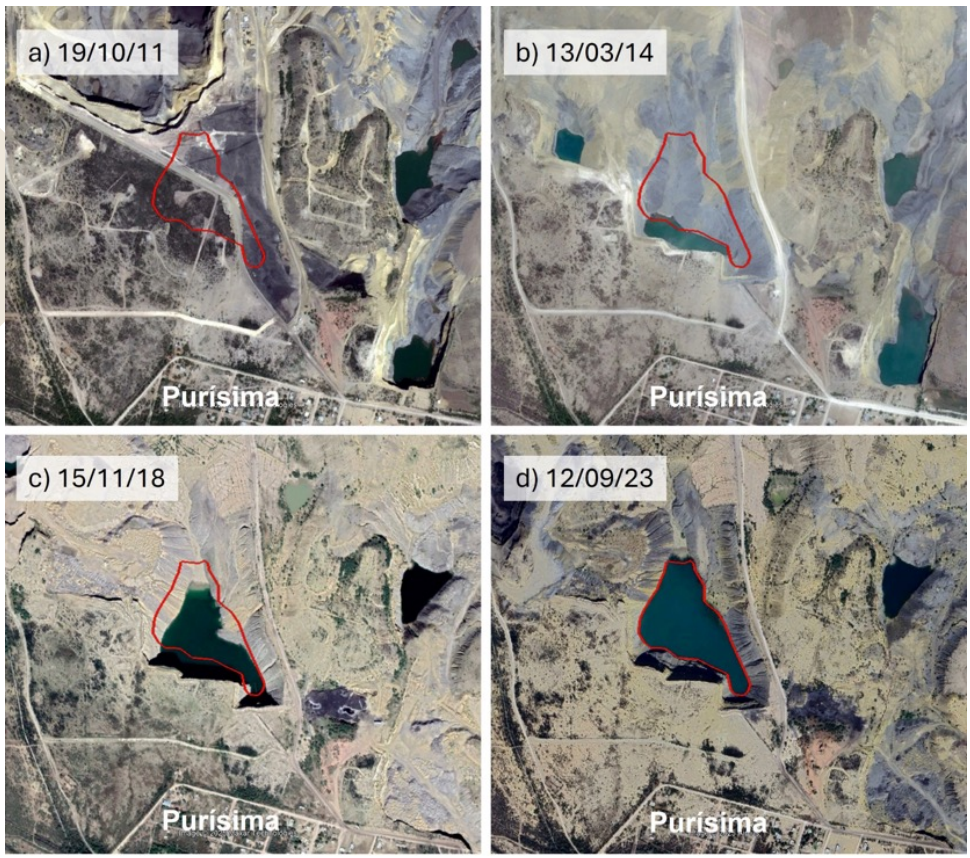


Figura 3. Monitoreo cronológico del tajo cercano a la población de Purísima del Ejido Paso del Coyote en Nueva Rosita, Coahuila, el contorno rojo marca el área final que ocupó el agua. Elaboración propia, obtenido y adaptado de Google Earth, 2025.

Por otra parte, la cantidad de agua que se encuentra en el fondo del tajo, puede ser una fuente tangible de abastecimiento de agua para la agricultura y ganaderías. Específicamente en esta zona rural del Ejido Paso del Coyote el abastecimiento de agua es a través de agua de pozos. El agua subterránea es un recurso esencial para la supervivencia humana y el desarrollo económico en regiones de clima seco o árido (Bosch, 2000), característico de la mayor parte del territorio de Coahuila. El acceso a las aguas subterráneas a través de pozos excavados es una de las principales iniciativas para cubrir determinadas necesidades. A nivel mundial, aproximadamente el 70% del agua subterránea extraída se utiliza para la producción agrícola de alimentos, ganadería y cultivos industriales (Díaz-González et al., 2023; Milera-Rodríguez, 2021). A pesar de los numerosos beneficios sociales y económicos derivados del uso de este recurso, las malas prácticas de gestión han resultado en la sobreexplotación y degradación del agua subterránea (Rodríguez-Orozco et al., 2010).

Coahuila cuenta con una cobertura del 98.9% de servicios de agua potable en el estado, sin embargo, los problemas ambientales vinculados a temas hídricos son un reto por vencer. El 65% de la superficie con potencial agrícola es abastecida por riego y el resto es por temporal, cabe señalar que el 10% de la población en Coahuila vive en zonas rurales y son las áreas más vulnerables en el abastecimiento de agua (GECZ, 2023).

El Centro de Investigación en Geociencias Aplicadas de la Universidad Autónoma de Coahuila se ha dado la tarea de realizar una evaluación de la pertinencia de un proceso de limpieza del cuerpo de agua ubicado en un tajo de carbón cercano al poblado de Purísima del Ejido Paso del Coyote con la finalidad de utilizar el agua tratada para su uso agrícola o ganadero utilizando materiales existentes en la región.

Metodología.

Independientemente la fuente de contaminación, la caracterización de aguas subterráneas es importante para la determinación del método o técnica de remediación a utilizar (Abed et al., 2024).

Para este caso se realizaron análisis de metales pesados y análisis fisicoquímicos como pH, conductividad eléctrica (C.E.) y sólidos totales.

Se realizaron pruebas de filtrado con dos tipos de materiales rocosos y con dos tipos de aguas contaminadas, una solución acuosa preparada en el laboratorio y otra proveniente del tajo.

Por último, se evaluaron las condiciones ambientales para el uso de energía limpia en el proceso de limpieza.

Resultados.

Se eligió uno de los tajos más cercanos a la población de Purísima para realizar la evaluación de la pertinencia de aplicar un proceso de remediación del agua, el tajo seleccionado es el que se muestra en la Figura 1. Primero se recolectó una muestra (Muestra 1) de agua someras, la cual se llevó al Centro de Investigación en Química Aplicada de Saltillo, Coahuila, para su análisis químico de metales pesados por ICP (Tabla 1). Los resultados muestran que no presenta contaminación por metales pesados, lo que es una ventaja para simplificar su proceso de limpieza. En la Figura 4a se muestra una panorámica del tajo, en esta se puede apreciar que existe un pequeño ecosistema con arbustos de mezquites y huizaches característicos de la región. En la Figura 4b se puede observar que el agua está clarificada en la superficie y conforme toma profundidad el agua se torna turbia, este efecto es ocasionado por la falta de movimiento en el agua, lo que hace que los sólidos en suspensión se coloquen en el fondo del cuerpo de agua. Además, se observaron plantas dentro y en el borde del cuerpo de agua.

Tabla 1. Análisis químicos de metales pesados de la Muestra 1 de agua recolectada en el tajo. Fuente propia.

Metal	ppm	(%)	Estandar Mínimo Utilizado
Hierro (Fe)	ND		0.05 ppm
Plomo (Pb)	ND		0.02 ppm
Arsénico (As)	ND		0.05 ppm
Cadmio (Cd)	ND		0.05 ppm
Aluminio (Al)	ND		0.02 ppm
Magnesio (Mg)	43.00	(0.0043)	0.05 ppm
Zinc (Zn)	ND		0.05 ppm

ND: No Detectado, ppm: partes por millón, ICP Duo Thermo

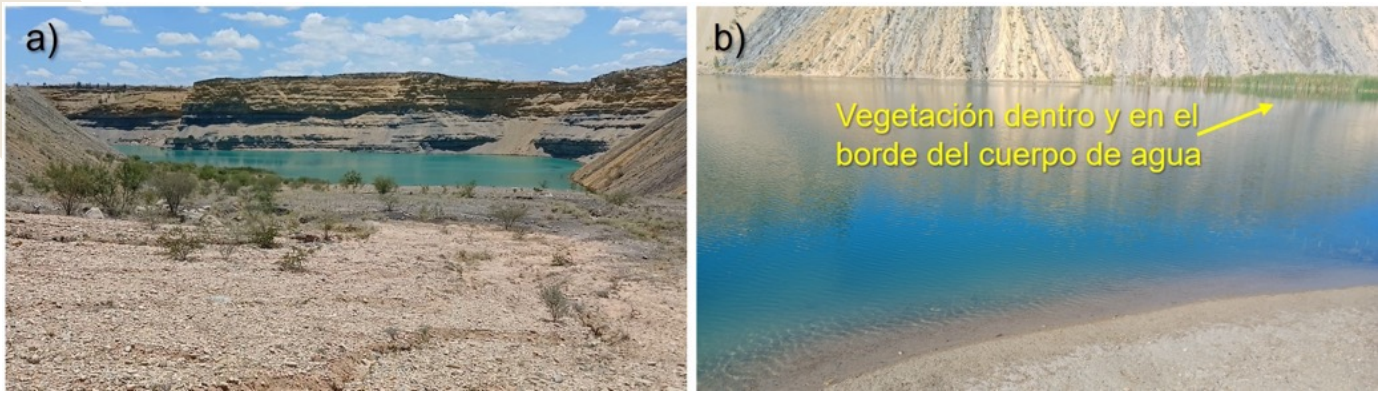


Figura 4. a) Panorámica del tajo mostrando vegetación característica de la región. b) Fotografía cerca del borde del cuerpo de agua del tajo. Fuente propia.

Posteriormente se recolectaron 2 muestras de agua a diferente profundidad (Muestra 2 y Muestra 3), se midió el pH y conductividad eléctrica insitu. En el laboratorio se analizó la cantidad de sólidos totales de ambas muestras. Los resultados (Tabla 2) indican que es un agua muy dura (OMS, 2011) y excede los límites permisibles de la CONAGUA Aplicables en Materia de Aguas Nacionales (2024) como fuente de abastecimiento para uso público urbano la cual debe ser menor a 550 mg/L.

Sin embargo, los límites permisibles del agua para riego agrícola varia desde 500 mg/L hasta 5000 mg/L dependiendo si el cultivo es sensible, de manejo especial o cultivos tolerantes con suelo permeable.

Tabla 2. Análisis fisicoquímicos del agua recolectada en el tajo. Fuente propia.

	pH	C.E., mS	ST, mg/L
Muestra 1	7.78	6.58	-
Muestra 2	8.01	6.65	1474.00
Muestra 3	7.98	6.65	979.67

Para las pruebas de filtrado, se utilizaron dos tipos de rocas que abundan en el lugar, areniscas y calizas. Cabe señalar que al pulverizar la arenisca, esta se contaminó con el metal del equipo utilizado aportando más contaminantes al agua filtrada, por lo que se descartó como materia prima del filtro. Por otra parte, la caliza dio muy buenos resultados y se centraron los experimentos con ese material rocoso.

En la Figura 5 se puede observar el filtro elaborado con material de reciclaje, tipo casero, con 3 cm de espesor de caliza fina (+0.045mm/-1mm) soportado en una base de grava del mismo material y separado por una tela de algodón.

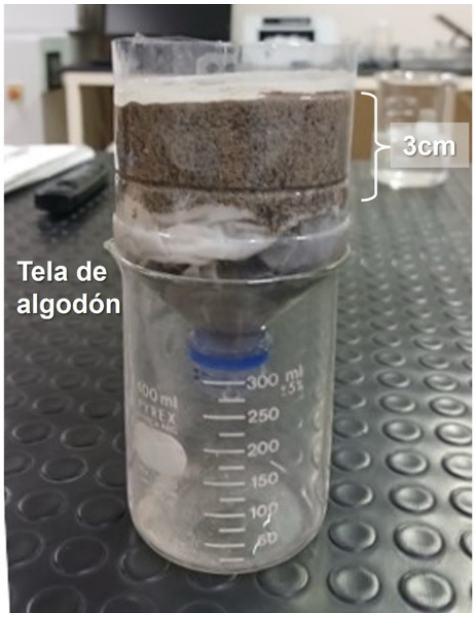


Figura 5. Filtro de agua casero con roca caliza fina (+0.045mm/-1mm). Fuente propia

Se preparó una solución acuosa utilizando material pulverizado de un ladrillo rojo, para darle color a la solución. Se midieron el pH, conductividad eléctrica y sólidos totales de las soluciones antes y después de la filtración, además se estimó el flujo de agua que pasó a través de filtro. Se realizaron 3 pruebas con soluciones de laboratorio preparadas de forma independiente (Tabal 3). Los resultados indican que el pH disminuyó en promedio

0.37, la conductividad eléctrica se mantuvo prácticamente igual (0.87 mS en promedio), y se retuvo en el filtro de caliza 32.44 mg/L en promedio y el flujo volumétrico promedio fue de 0.87 L/hr.

Con los datos de la Tabla 3 se demuestra que el filtrado es constante y se puede lograr una retención de sólidos totales del 66.42% en promedio. Es probable que la disminución de los sólidos totales afecta el pH de la solución, en otras palabras, el material del ladrillo rojo afecta el pH de la solución acuosa y aparentemente se mantiene en estado sólido, pues la C.E. no se altera.

Tabla 3. Resultados de las pruebas del filtrado de la solución acuosa preparada en el laboratorio con polvo de ladrillo rojo. Fuente propia

	pH		C.E., mS		ST, mg/L		Q,
	inicial	final	inicial	final	inicial	final	L/hr
Prueba 1	8.08	7.65	0.87	0.88	48.00	16.67	0.87
Prueba 2	8.02	7.70	0.88	0.86	39.67	12.00	0.88
Prueba 3	8.05	7.70	0.86	0.84	59.67	21.33	0.86
Promedio	8.05	7.68	0.87	0.86	49.11	16.67	0.87

De la misma manera se procedió a realizar las pruebas de filtración con la Muestra 2 y Muestra 3. En la Tabla 4 se presentan los resultados obtenidos de los parámetros medidos antes y después del filtrado.

Tabla 4. Resultados de las pruebas de filtrado de las muestras 2 y 3 recolectadas en el tajo a diferente profundidad. Fuente propia

	pH		C.E., mS		ST, mg/L		Q,
	inicial	final	inicial	final	inicial	final	L/hr
Muestra 2	8.01	7.68	6.65	6.61	1474.00	581.00	1.72
Muestra 3	7.98	7.67	6.65	6.67	979.67	375.00	1.77

Se puede observar en la Tabla 4 una diferencia considerable de los sólidos totales entre las Muestras 2 y 3, posiblemente por la diferencia en la profundidad del muestreo, sin embargo, la conductividad eléctrica se mantiene estable y con un valor muy elevado en comparación con la solución acuosa preparada en laboratorio con agua de la ciudad. De igual manera que las pruebas anteriores, el pH disminuye después del filtrado al igual que los sólidos totales. Probablemente la diferencia entre los sólidos totales iniciales y finales se debe a que algunas sales disueltas se quedaron atrapadas en el filtro lo que hizo que cambiara el pH. El flujo del agua filtrada es el doble que el de agua preparada en el laboratorio. Lo que se puede inferir de esta situación es que las partículas sólidas del ladrillo obstruyeron el paso del agua reduciendo su flujo, mientras que en el agua del tajo no se observaban sólidos a simple vista, pero se sobre entiende que contiene una gran cantidad de sales disueltas por la conductividad eléctrica que presenta. En la Figura 6 se observa la diferencia de color entre la solución acuosa preparada en laboratorio antes y después del filtrado, el color rojizo desaparece después del filtrado, lo que confirma que los sólidos se quedaron atrapados en el filtro y estos ocasionaron la obstrucción del flujo de agua. También en la Figura 6 se puede observar que la muestra del agua de tajo se ve translucida, aun así, esto no significa que no tenga sólidos en suspensión.

Aunque no se tiene la cantidad de sólidos disueltos en las muestras de agua del tajo, los datos indican que el filtro puede retener alrededor del 61% de los sólidos totales.

Figura 6. Fotografías de la solución acuosa preparada en el laboratorio antes y después del filtrado y la muestra de agua recolectada en el tajo. Fuente propia

La radiación solar puede ser un aliado para apoyar un proceso de limpieza de agua por evaporación. Se hicieron mediciones de la radiación solar y temperatura durante varios días del mes de octubre del 2024, la Figura 7 muestra el promedio de la radiación solar y temperatura durante el día medido durante el mes de octubre.

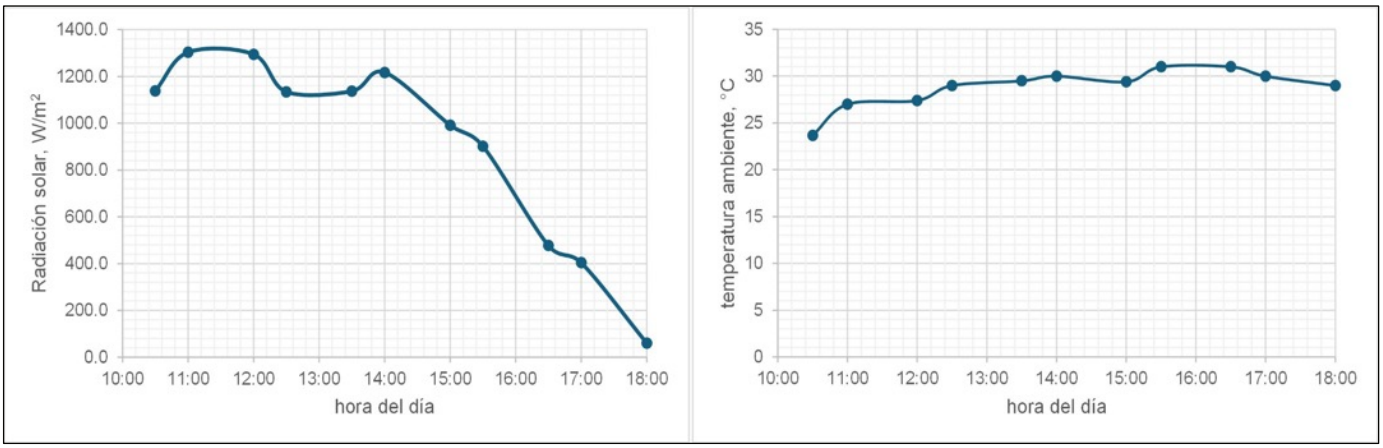


Figura 7. Radiación solar y temperatura promedio durante el día en Nueva Rosita, Coahuila durante el mes de octubre del 2024. Fuente propia

Aunque solo fue un mes el que se monitoreo, esto da indicios de tener las condiciones necesarias para la instalación de paneles solares que generen energía eléctrica para la instalación de un sistema de calentamiento y bombeo, o inclusive el uso de calentadores solares para incrementar la temperatura del agua hasta los 50°C.

La evaporación es una de las soluciones innovadoras y sostenibles para el tratamiento de aguas residuales, en la cual se puede instalar un proceso que permite la recuperación y purificación del agua a través de la eliminación de contaminantes mediante la evaporación. El agua del tajo es muy dura, de tal manera que al incrementar la temperatura y evaporar el agua las sales presentes precipitarían y si esta agua pasa por el proceso de filtración aquí presentado la mayor parte de los sólidos precipitados se retendría en el filtro.

Es claro que el filtro de roca caliza se tendrá que cambiar constantemente por la saturación de finos que no permitirán el paso del agua a través del filtro. La ventaja es que los residuos del filtro (rocas caliza y sales que lo conforman) son sustancias naturales de la zona, por lo que no serían una fuente de contaminación sus desechos.

Cabe mencionar que no se realizaron análisis microbiológico (coliformes fecales) ni bacteriológico pues es un entorno cerrado sin acceso libre, sin embargo, si existiera este tipo de contaminación con un proceso de cloración se podría controlar.

Conclusiones.

Las características fisicoquímicas que presenta el agua permiten el uso de filtros tipo casero de roca caliza, si bien se utilizó un filtro pequeño que podría suministrar hasta 1.7 L/hr este se puede escalar y tener mayor flujo de agua recuperada con propiedades para el uso de riego agrícola.

Si se combinaran el proceso de evaporación con el proceso de filtración se podría tener una calidad de agua para uso no solo agrícola, sino también ganadero.

Las condiciones ambientales son propicias para la instalación de una estación solar para abastecer de energía eléctrica limpia que ayudaría a los procesos de limpieza. Además, los desechos generados por el filtro no serían contaminantes para esa zona, ya que son materiales o sustancias que existen en la naturaleza en esa región.

Por lo tanto, la evaluación de la pertinencia de un proceso de limpieza del cuerpo de agua contenido en el tajo por medio de evaporación y filtración con roca caliza es factible y ambientalmente sustentable.

Agradecimientos

Los autores de este trabajo agradecen a la Universidad Autónoma de Coahuila y al Centro de Investigación en Geociencias Aplicadas por las facilidades dadas para el desarrollo de este proyecto. También se agradece al Centro de Investigación en Química Aplicada por el apoyo recibido.

Bibliografía.

Abed, T. H., Stefan, D. S., & Stefan, M. (2024). Preliminary studies of the laboratory treatment of some underground waters. Serie B, 86(1) p.27-58. https://www.scientificbulletin.upb.ro/rev_docs_arhiva/full976_959475.pdf

Bosch, A. P. (2000). La explotación de las aguas subterráneas y su implicación en la desertización. Boletín Geológico y Minero, 111(5), 3–18.

CONAGUA (2024). Ley Federal de Derechos Aplicables en Materia de Aguas Nacionales. Comisión Nacional del Agua, México. https://www.gob.mx/cms/uploads/attachment/file/915768/Ley_Federal_de_Derechos_2024.pdf

Contreras Delgado, C. (2001) LA EXPLOTACIÓN DEL CARBÓN EN LA CUENCA CARBONÍFERA DE COAHUILA (1866-1900). LA DIVISIÓN ESPACIAL DEL TRABAJO. Relaciones. Estudios de historia y sociedad, 22(87), p. 176-203. https://sitios.colmich.edu.mx/relaciones25/files/revistas/087/pdf/Camilo_Contreras_Delgado.pdf

Díaz-González, L., Rosales-Rivera, M., & Chávez-Almazán, L. A. (2023). Comprehensive assessment of groundwater quality in Mexico and application of new water classification scheme based on machine learning Evaluación integral de la calidad de las aguas subterráneas en México y aplicación de un nuevo esquema de clasificación. REVISTA MEXICANA DE INGENIERIA QUIMICA, 22(2).

Gobierno del Estado de Coahuila de Zaragoza (2023). Plan Estatal de Desarrollo 2023-2029. Secretaría de Planeación del Estado de Coahuila. https://planestatal.coahuila.gob.mx/PED.pdf

Milera-Rodríguez, M. de la C. (2021). Funciones de los servicios ecosistémicos en los sistemas ganaderos en Cuba. Pastos y Forrajes, 44.

OMS (2011). Hardness in Drinking-water. World Health Organization (Organización Mundial de la Salud), Suiza. https://cdn.who.int/media/docs/default-source/wash-documents/wash-chemicals/hardness-bd.pdf?sfvrsn=a13853a9_4

Rodríguez, F. (junio 27, 2022). Minería de carbón deja heridas sin cicatrizar en Coahuila, Periódico Vanguardia. https://laverdadjuarez.com/2022/06/27/mineria-de-carbon-deja-heridas-sin-cicatrizar-en-coahuila/

Rodríguez-Orozco, N., Rosado, O. R., & Fajersson, P. (2010). Acciones y reflexiones para la conservación y el manejo del agua en México. Revista Ciencia Administrativa, 11–19.

SGM (2025). Anuarios históricos. https://www.sgm.gob.mx/Gobmx/productos/Anuarios-historicos.html

SE (2025). Cartografía Minera (CartoMiMex), Dirección General de Minas. https://portalags1.economia.gob.mx/arcgis/apps/webappviewer/index.html?id=1f22-ba130b0e40d888bfc3b7fb5d3b1b

Minería esencial para el combate al cambio climático

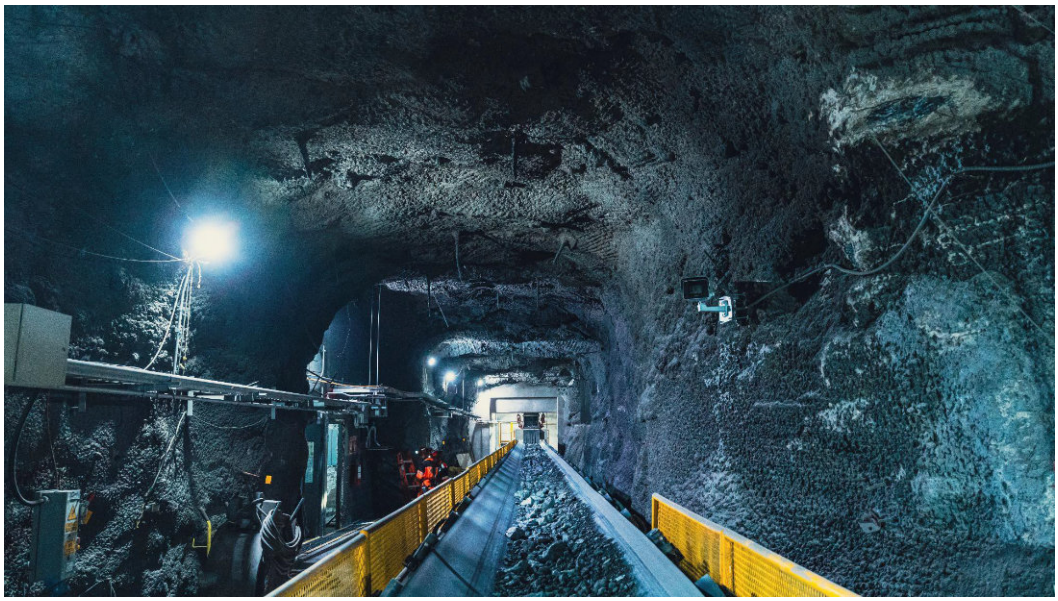
Ing. Octavio M. Alvídrez O.

www.fresnilloplc.com

AGENDA

01 Introducción: la coyuntura actual
02 Materiales esenciales para la transición
03 Desafíos para la industria minera
04 Innovación y tecnología en la industria minera
05 Qué está haciendo Fresnillo
06 Marcos de referencia
07 Conclusiones

01 INTRODUCCIÓN: LA COYUNTURA ACTUAL



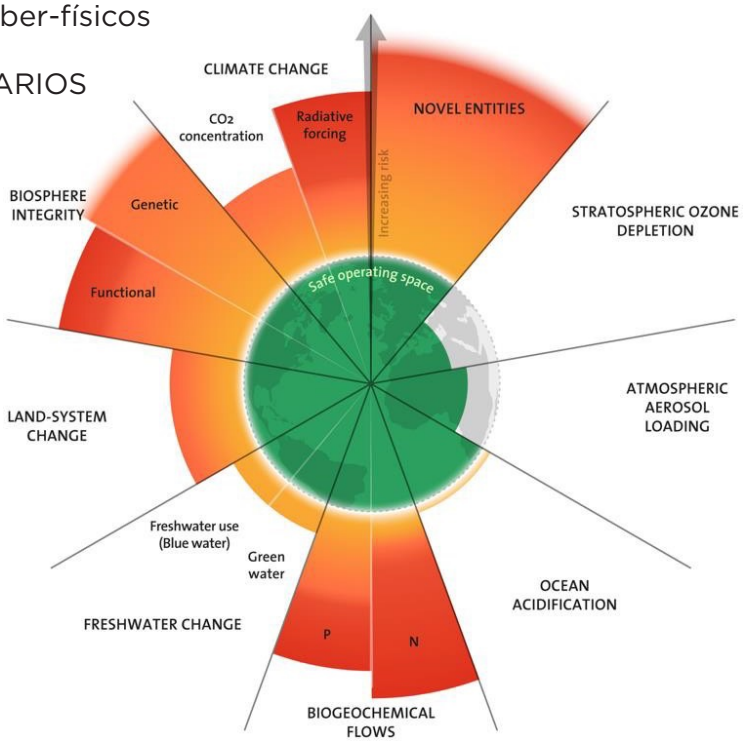
LAS FUERZAS QUE TRANSFORMAN EL FUTURO INDUSTRIAL

DISRUPCIÓN TECNOLÓGICA, LÍMITES AMBIENTALES Y UN NUEVO EQUILIBRIO ENERGÉTICO

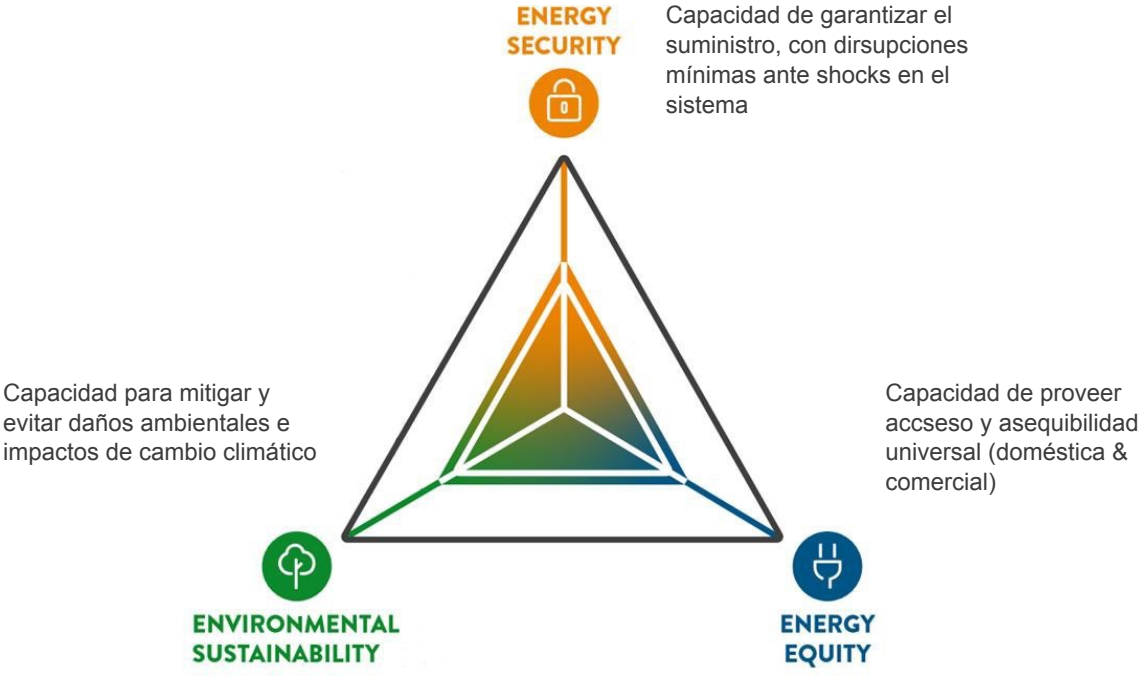
LA CUARTA REVOLUCIÓN INDUSTRIAL

- **1ª (s. XVIII-XIX):** Agua y vapor para mecanizar la producción
- **2ª (s. XIX-XX):** Electricidad para generar producción en serie
- **3ª (s. XXI):** Electrónicos y tecnologías de la información para automatizar la producción
- **4ª (¿?):** Sistemas ciber-físicos

LOS LÍMITES PLANETARIOS



EL TRILEMA DE LA ENERGÍA



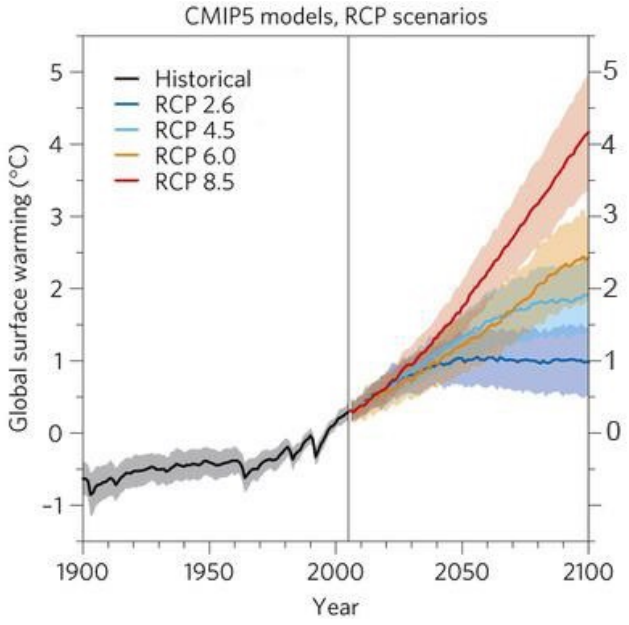
- Construye sobre la revolución digital
- Se caracteriza por la fusión entre los ámbitos físico, digital y biológico
- La actividad humana aumenta los riesgos sobre los procesos críticos que regulan la estabiliad y la resiliencia de la Tierra
- 9 límites evaluados, 7 cruzados
- Busca equilibrar tres dimesiones fundamentales de la capacidad de la política energética de las naciones
- Mantener el equilibrio en contextos de rápida transición hacia sistemas descentralizados, bajos en carbono y digitales es un reto

Source: The World Economic Forum. 2016. The Fourth Industrial Revolution: what it means, how to Stockholm Resilience Centre. Stockholm University. 2025. Planetary Boundaries.
The World Energy Council. World Energy Trilemma 2024: evolving with resiience and justice.

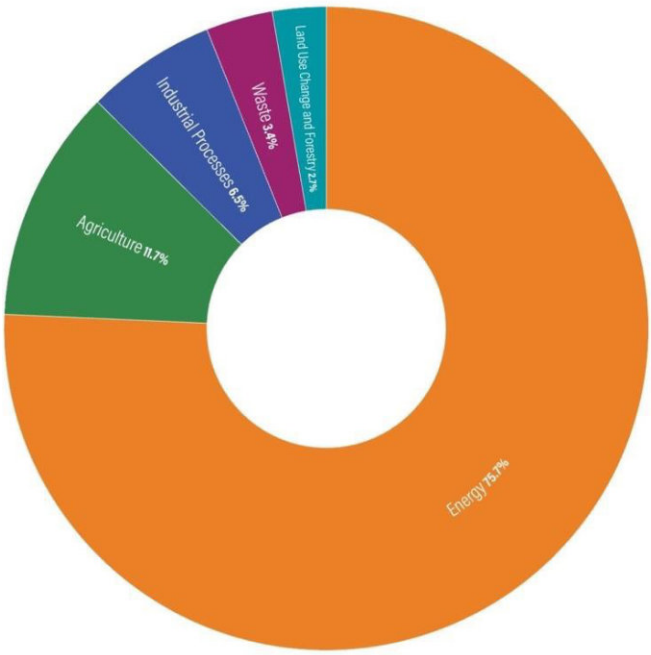
LA CONTRIBUCIÓN DE LOS SECTORES AL CALENTAMIENTO GLOBAL

EL SECTOR ENERGÉTICO CONTRIBUYE EN 75% A LAS EMISIONES DE GASES DE EFECTO INVERNADERO (GEI) GLOBALES

TRAYECTORIAS DE CONCENTRACIÓN REPRESENTATIVAS DEL IPCC



EMISIONES GEI GLOBALES POR SECTOR Y USO FINAL, 2021



- El IPCC advierte que continuar emitiendo GEIs provocará más calentamiento y cambios en todo el sistema climático; los escenarios muestran distintos
- niveles de aumento de temperatura, con afectaciones en diferentes magnitudes.
- En la COP21 de 2015 en París se alcanzó un acuerdo histórico para intensificar las acciones para un futuro bajo en carbono:
  - Mantener la temperatura mundial en este siglo por debajo de los 2ºC por encima de los niveles preindustriales, y
  - Proseguir con los esfuerzos para limitar aún más la temperatura a 1.5ºC.

Source: Cooperative Institute for Meteorological Satellite Studies. Global and Regional Climate Change. Projections of Future Changes in Climate. University of Winsconsin Madison.
Ge, Megpin et al. 2024. Where Do Emissions Come From? 4 Charts Explain Greenhouse Gas Emissions by Sector. World Resources Institute.

LA TRANSICIÓN ENERGÉTICA COMO ALTERNATIVA DE MITIGACIÓN

- La transición energética se refiere al cambio del sector energético global de sistemas basados en combustibles fósiles —incluyendo petróleo, gas natural y carbón— hacia fuentes de energía renovable como la eólica y la solar, con el fin de reducir las emisiones de CO_2.
- La medida en que dicho cambio ocurre, así como su velocidad, dependen en gran medida de la dinámica global y de la respuesta de la sociedad frente al cambio climático.

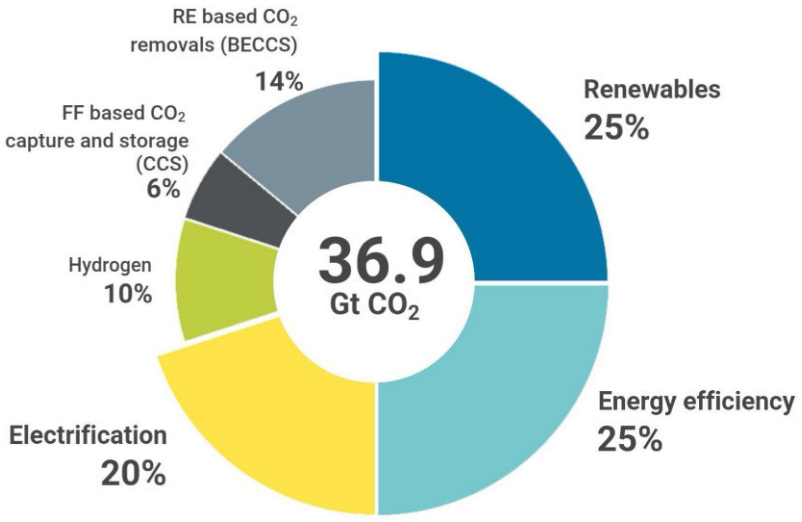
LIMITAR EL CALENTAMIENTO GLOBAL A 1.5ºC PARA 2050 REQUIERE:

↓ **37 Gt CO_2e** **Net-zero**

- La transición energética está entrando a una fase más madura y compleja: enfrenta el intercambio entre la escala, la integración del sistema, la asignación del capital y la geopolítica.

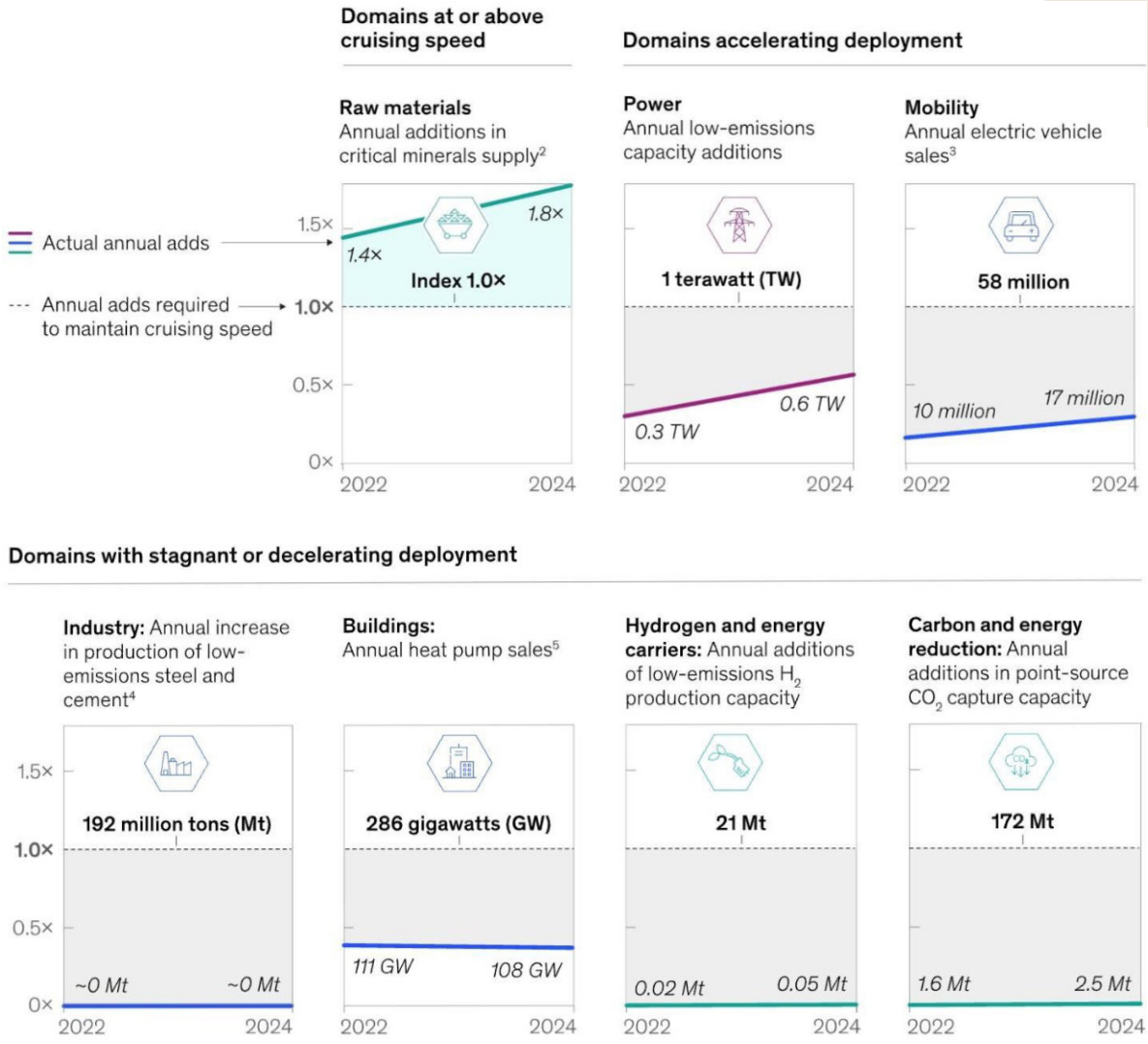
International Renewable Energy Agency. 2023. World Energy Transitions Outlook 2023: 1.5ºC Pathway. Wood Mackenzie. Energy Transition Outlook 2025-2026. Energy evolution in the age of super intelligence .

REDUCIR LAS EMISIONES POR MEDIO DE SEIS VÍAS TECNOLÓGICAS



AVANCES Y DESAFÍOS DE LA TRANSICIÓN ENERGÉTICA

ADICIONES ANUALES POR CATEGORÍA



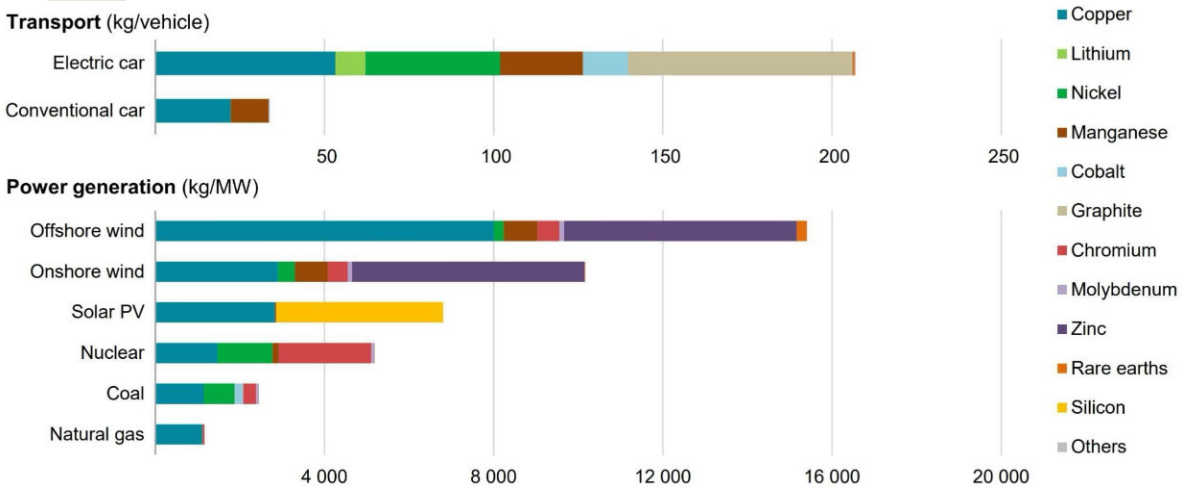
Source: Krishan, M. et al. 2025. The hard stuff 2025: Taking stock of progress on thephysical challenges of the energy transition. McKinsey
Global Institute.

- El progreso físico avanza, pero a la mitad del ritmo necesario. Solo ~15% de las tecnologías bajas en emisiones necesarias para cumplir los Acuerdos de París hacia 2050 están desplegadas.
- Avances desiguales en el sistema energético. Hay impulso en energía limpia, transporte eléctrico y minerales críticos; el progreso sigue estancado en captura de carbono, hidrógeno y sectores industriales pesados.
- China lidera el despliegue. Aporta dos tercios de la nueva capacidad solar/eólica y ventas de vehículos eléctricos desde 2022. El ritmo en EE.UU. y la UE se desaceleró en algunas áreas.
- Los retos más difíciles de la transición se han vuelto más complejos. Persisten obstáculos en hidrógeno y descarbonización del acero debido a cancelaciones de proyectos, lenta innovación tecnológica y cambios de política.
- Comprender las limitaciones físicas es clave. Esta perspectiva ayuda a priorizar, identificar cuellos de botella y detectar oportunidades emergentes.

LA TRANSICIÓN ENERGÉTICA EXIGE MÁS MATERIALES CRÍTICOS

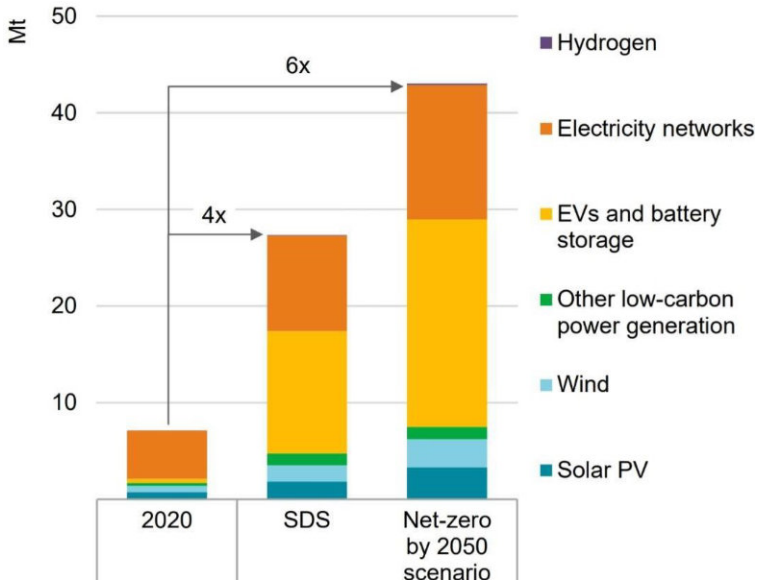
UN SISTEMA ENERGÉTICO BASADO EN TECNOLOGÍAS LIMPIAS ES MUY DISTINTO QUE UNO CONVENCIONAL

MINERALES UTILIZADOS EN TECNOLOGÍAS DE ENERGÍA LIMPIA VS CONVENCIONALES



- Un auto eléctrico requiere 6 veces más minerales que un auto convencional.
- Una planta eólica necesita 9 veces más minerales que una planta de generación de gas.
- Desde 2010, la demanda de minerales por cada nueva unidad de capacidad de generación eléctrica ha aumentado alrededor de 50%, impulsada por el crecimiento en nuevas inversiones en energías renovables.

CRECIMIENTO A 2040 POR SECTOR Y ESCENARIO



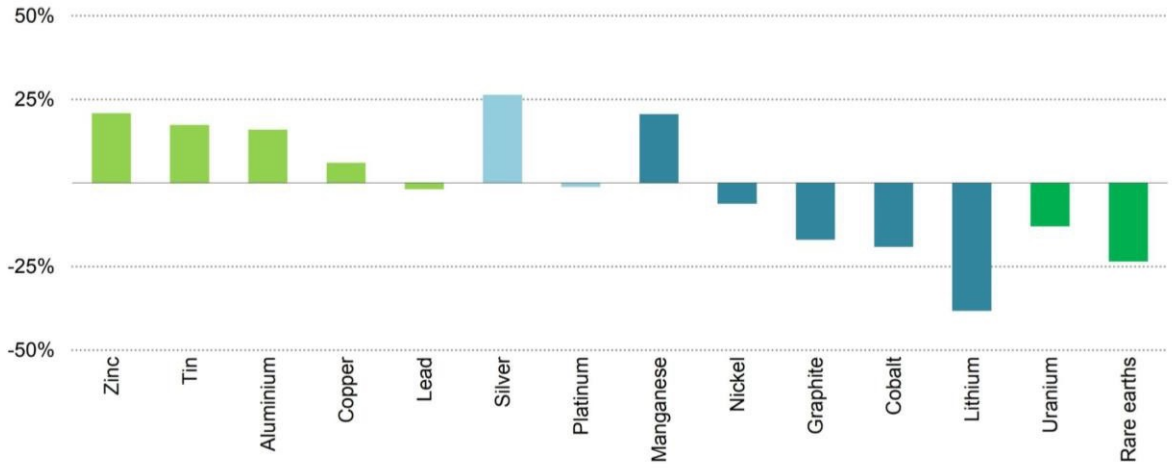
- La demanda de minerales para tecnologías de energía limpia aumentaría al menos 4X para 2040 a fin de cumplir los objetivos climáticos, con un crecimiento especialmente elevado en los minerales relacionados con los vehículos eléctricos y las redes eléctricas.

Source: International Energy Agency. 2022. The Role of Critical Minerals in Clean Energy Transitions. World Energy Outlook Special Report.

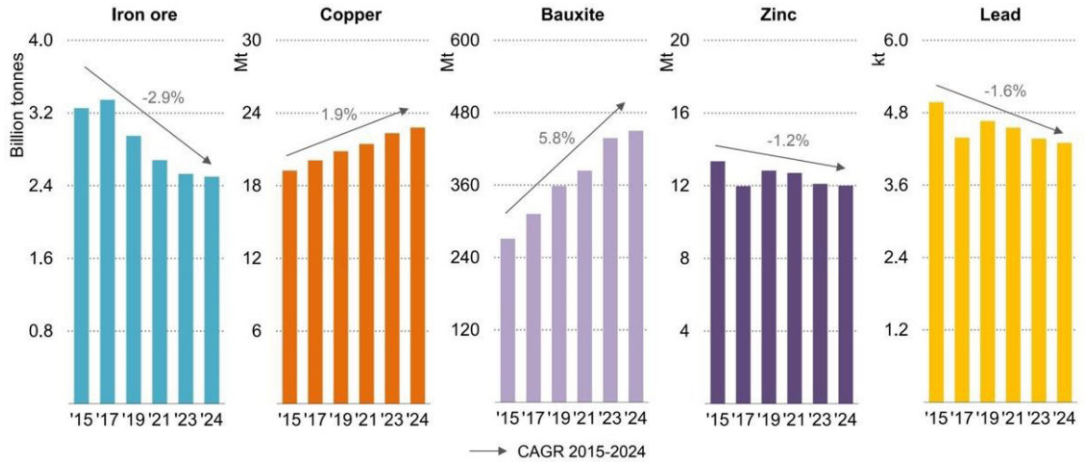
TENDENCIAS EN LA DEMANDA, PRODUCCIÓN Y PRECIOS DE LOS MINERALES

EN ESTA TRASICIÓN, LOS MINERALES CRÍTICOS PLANTEAN NUEVOS DESAFÍOS PARA LA SEGURIDAD ENERGÉTICA

CAMBIOS EN LOS PRECIOS DE LOS COMMODITIES, 2024

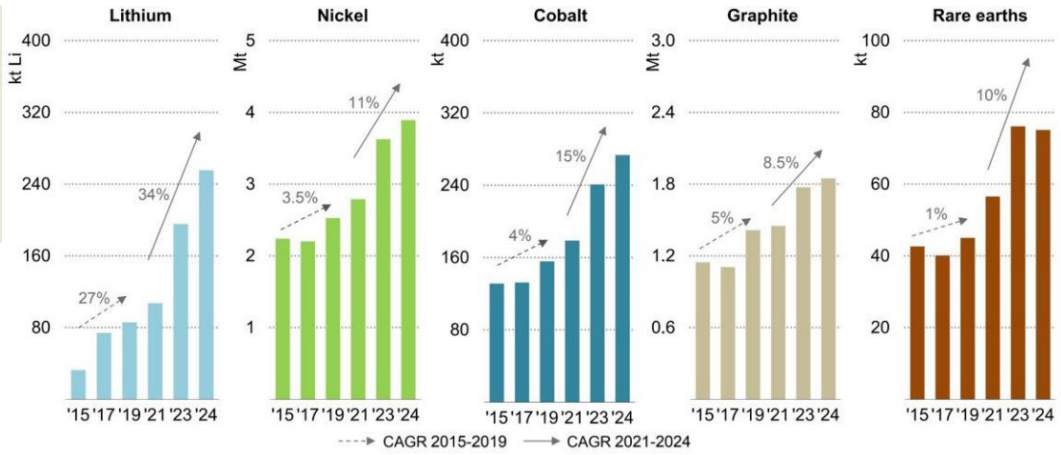


PRODUCCIÓN MINERA DE METALES BASE SELECTOS



- Aunque los precios de los metales base registraron un ligero repunte, los precios de los metales para baterías continuaron disminuyendo en 2024 debido al rápido incremento en los volúmenes de oferta.
- La producción minera de metales para baterías y elementos de tierras raras ha acelerado significativamente su crecimiento en los últimos años.
- En contraste, el crecimiento de los metales base ha sido relativamente moderado, debido a los largos plazos de desarrollo, la disminución en la ley del mineral y los desafíos en los procesos de permisos.

PRODUCCIÓN MINERA PARA BATERÍAS Y TIERRAS RARAS



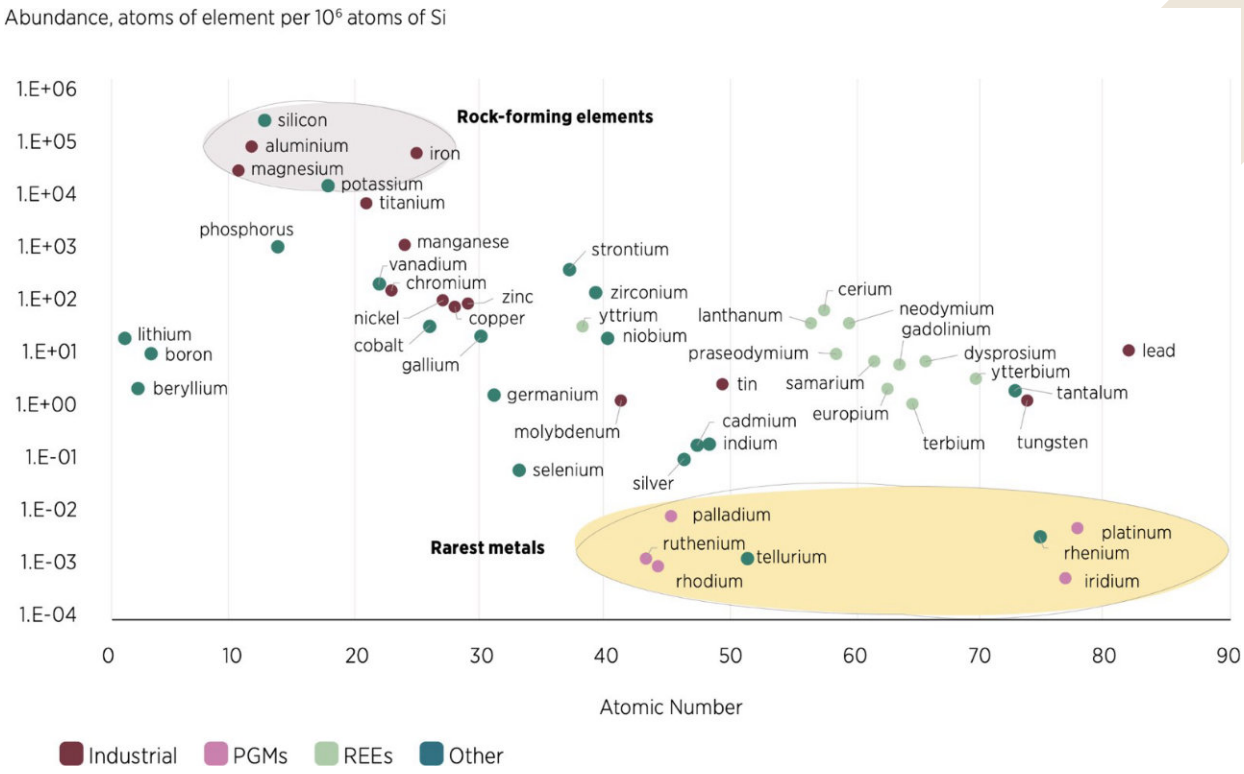
Source: International Energy Agency. 2025. Global Critical Minerals Outlook 2025.

LOS MATERIALES CRÍTICOS PARA LA TRANSICIÓN ENERGÉTICA

UN CONJUTO DE MINERALES CRÍTICOS Y TIERRAS RARAS, CUYA DEFINICIÓN VARÍA POR REGIÓN*

- Algunos minerales son extremadamente escasos; otros, son muy abundantes, pero la abundancia no garantiza acceso fácil, pudiendo tomar hasta 20 años en desarrollar una nueva mina.
- Minerales críticos como el litio, el cobalto y los elementos de tierras raras son fundamentales para tecnologías como los vehículos eléctricos, las turbinas eólicas y los paneles solares.
- La producción de muchos materiales críticos está altamente concentrada. El 95% del galio provenie de China, mientras que el cobre se extrae en 56 países.
- La concentración de la producción y el refinado de minerales en países específicos, junto con los largos plazos de desarrollo de nuevas minas, representa riesgos significativos para las cadenas de suministro.

ABUNDANCIA ESTIMADA DE MINERALES CRÍTICOS EN LA CORTEZA DE LA TIERRA



* El Departaento de Energía de EEUU lista 50 minerales críticos, mientras que la Unión Europea se enfoca en 34.

Source: Willige, A. 2025. What are the critical minerals for the energy transition – and where can they be found? Word Economic Forum,

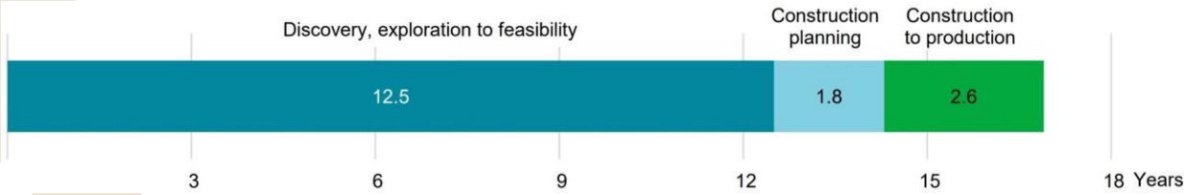
03 DESAFÍOS PARA LA INDUSTRIA MINERA

RETOS PARA ASEGURAR LA DISPONIBILIDAD FUTURA DE MINERALES

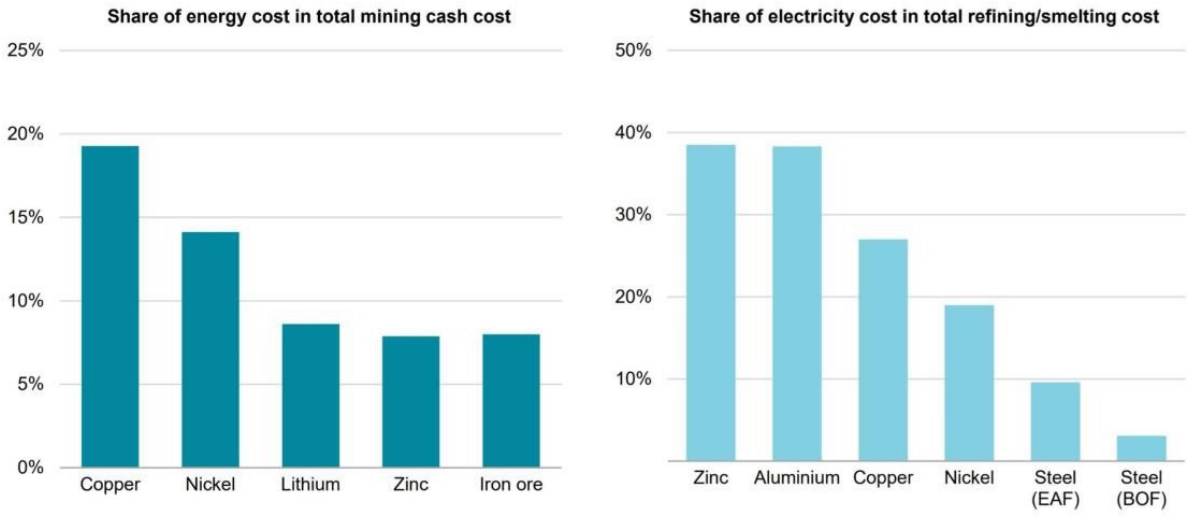
PRESIONES A LA CAPACIDAD DEL SECTOR PARA RESPONDER A LA DEMANDA GLOBAL

- Concentración geográfica: El análisis de los portafolios de proyectos indica que, en la mayoría de los casos, la concentración geográfica de la producción no cambiará en el corto plazo.
- Tiempos de desarrollo de proyectos: Las tensiones en el mercado por déficits de la oferta y volatilidad en precios pueden surgir mucho más rápido de lo que se pueden desarrollar nuevos proyectos.
- Disminución en la calidad del mineral: La menor ley de mineral conlleva desafíos en costos de extracción y procesamiento, así como en mayores emisiones y volúmenes de residuos.
- Costos asociados al desempeño ESG: La necesidad de mejorar el desempeño ambiental podría aumentar los costos de producción y de procesamiento que tienen una mayor intensidad energética.
- Riesgos climáticos: Los activos mineros enfrentan riesgos climáticos crecientes y mayor estrés hídrico – cerca de la mitad de la producción mundial de litio y cobre se concentra en zonas de alto estrés hídrico.

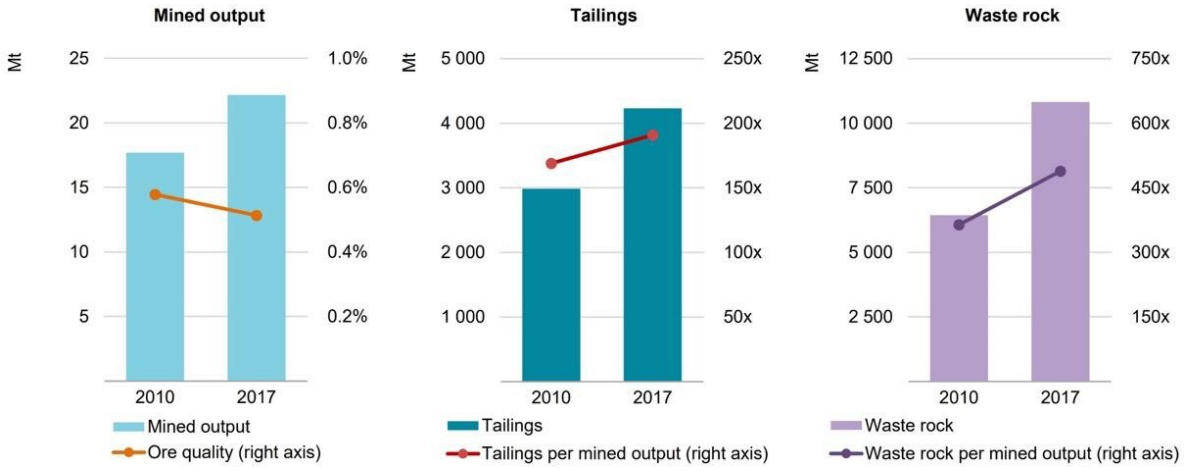
PROMEDIO DE TIEMPO DEL DESCUBRIMIENTO A LA PRODUCCIÓN, 2010-2019



% DE COSTOS DE LOS ENERGÉTICOS PARA MINERALES SELECTOS



GENERACIÓN DE RESIDUOS DE MINERÍA DE COBRE Y NICKEL

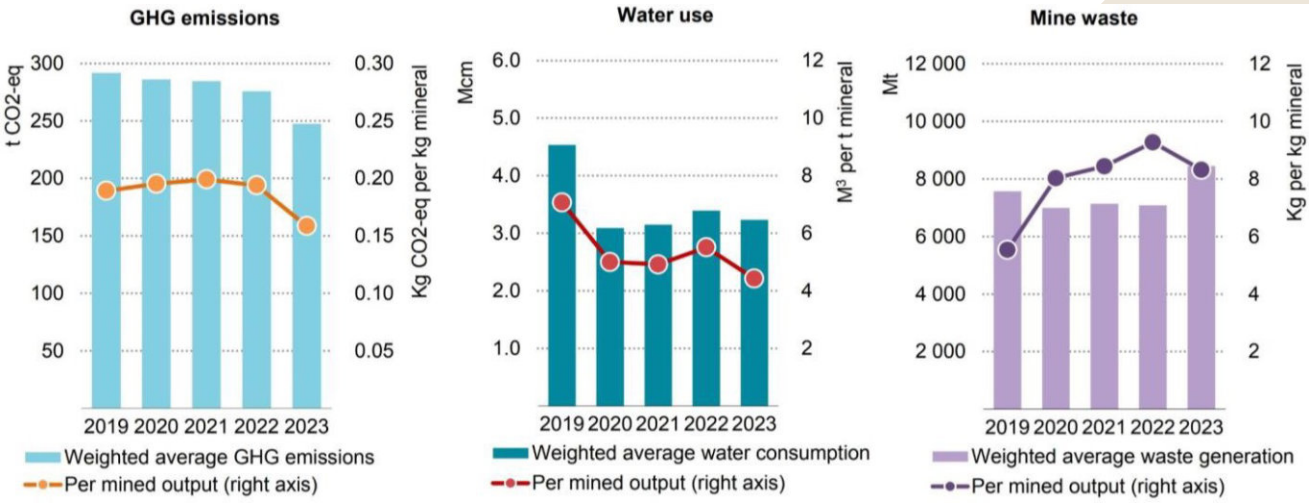


Source: International Energy Agency. 2022. The Role of Critical Minerals in Clean Energy Transitions. World Energy Outlook Special Report.

DESEMPEÑO ACTUAL COMO BASE PARA LA INNOVACIÓN

LAS TENDENCIAS QUE GUÍAN LOS COMPROMISOS DEL SECTOR HACIA EL FUTURO

DESEMPEÑO PROMEDIO DEL TOP 25 DE COMPAÑÍAS MINERAS, n=25*

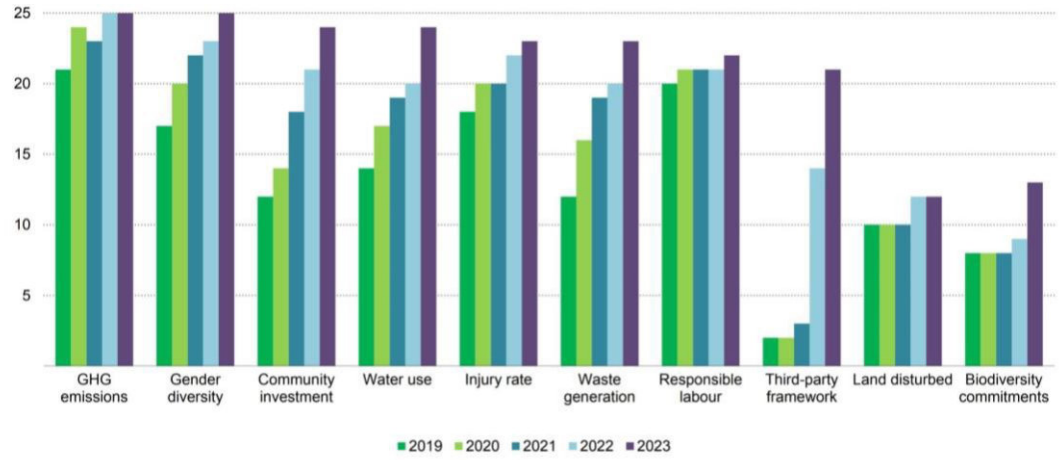


- Las empresas reconocen que mejorar su desempeño en sostenibilidad ayuda a mitigar riesgos financieros y garantizar el cumplimiento normativo.
- Se han identificado seis áreas prioritarias que afectan la seguridad del suministro: agua, emisiones de GEI, biodiversidad, derechos humanos, comunidades y corrupción.

Source: International Energy Agency. 2025. Global Critical Minerals Outlook 2025.

- La disminución en la ley de los minerales dificulta reducir los niveles absolutos de generación de residuos, emisiones y uso de agua; mejoras en la eficiencia operativa y la implementación de tecnología permiten seguir avanzando.
- La divulgación y transparencia de la información de sostenibilidad ha mejorado, así como la alineación a marcos de referencia de terceros.

NÚMERO DE EMPRESAS RELEVANTES EN LA PRODUCCIÓN DE MATERIALES CRÍTICOS QUE REPORTAN EL INDICADOR, n=25*



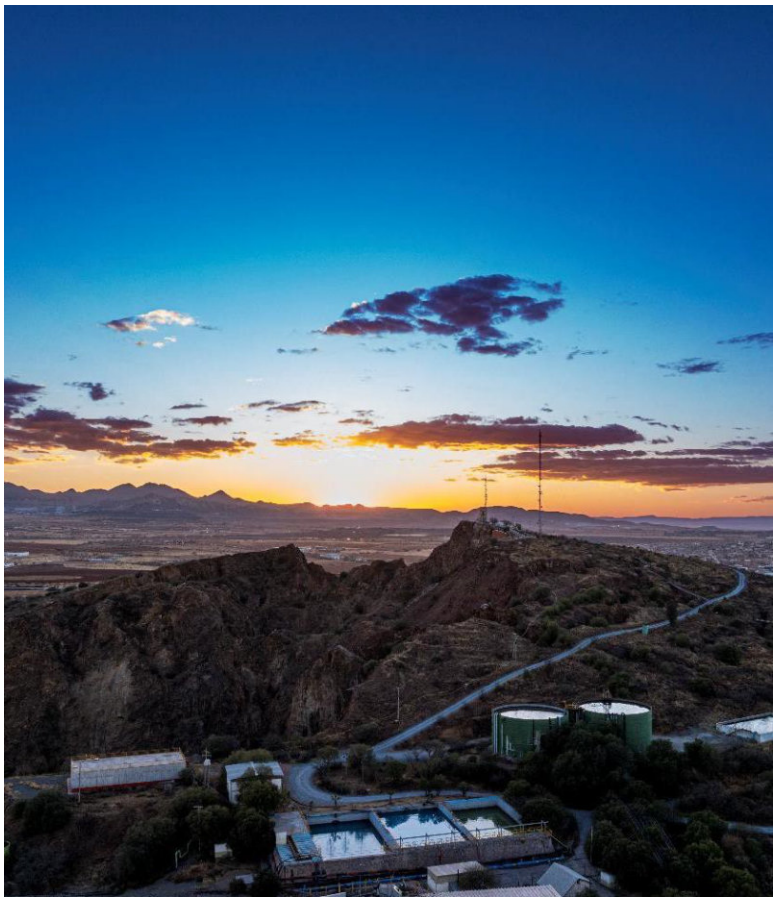
* Análisis de la IEA basado en los reportes de sustentabilidad de Albemarle, Allkem and Livent (Arcadium Lithium), Anglo American, BHP, CMOC Group, Codelco,, Eramet, First Quantum, Freeport Mc-MoRan, Ganfeng Lithium, Glencore, IGO, KGHM, NorNickel, Pilbara Minerals, Rio Tinto, South32, Southern Copper, SQM,, Teck Resources, Tianqi Lithium, Vale, Zhejiang Huayou, and Zijin Mining Group Co. Ltd.

TENDENCIAS EN LAS PALANCAS DE DESCARBONIZACIÓN

INICIATIVAS QUE BUSCAN MEJORAR LA EFICIENCIA OPERATIVA Y REDUCIR LOS IMPACTOS AMBIENTALES

- ELECTRICIDAD – FUENTES RENOVABLES: La palanca más relevante, aunque, depende del portafolio energético de la red eléctrica local, o de la apertura del mercado para suscribir contratos de energía de largo plazo (PPAs).
- EQUIPO MÓVIL – ELECTRIFICACIÓN DE FLOTAS: Hoy existe un sobreprecio del 60 -100% frente al diesel—que representa el 23% de los costos de producción en minería a cielo abierto. Las alternativas se enfocan en la reoptimización del plan de minado, la automatización y la reestructuración del costo de la electricidad.
- EQUIPO MÓVIL – SUSTITUCIÓN DE COMBUSTIBLES: Ante la ausencia de soluciones comercialmente viables para la electrificación de flotas, algunas empresas prueban con biocombustibles. La falta de estándares entre jurisdicciones complica el cálculo de la huella de carbono, sobre todo en lo que se refiere al cambio de uso de suelo.
- BENEFICIO – PRECONCENTRACIÓN DE MINERALES: Busca eliminar el material estéril antes del procesamiento, reduciendo el material a tratar, el consumo energético y los costos.
- FUNDICIÓN Y REFINACIÓN: Sustitución de combustibles fósiles por hidrógeno o biocombustibles en hornos y procesos de reducción; aún requiere optimización tecnológica y comercial.
- OPTIMIZACIÓN Y EFICIENCIA ENERGÉTICA: Permite reducir costos y emisiones, aunque con impactos variables y generalmente de menor impacto; incluye desde software de monitoreo y control de la demanda, hasta captura de energía residual o renovación de equipos.
- COMPENSACIONES DE CARBONO: Reforestación, créditos de carbono, restauración de tierras y captura de carbono para aquellas emisiones de difícil mitigación. Sin embargo, no evita que nuevas emisiones entren al sistema.

Source: Skarn Associates. March 2025. Sustainability Unearthed: Skan Decarbonization Quarterly.



04 INNOVACIÓN Y TECNOLOGÍA EN LA INDUSTRIA MINERA

ALGUNAS MINERAS COMIENZAN A COMPROMETERSE A REDUCIR SUS EMISIONES ES INDISPENSABLE QUE MÁS EMPRESAS SE SUMEN, PARA MANTENER UNA TRAYECTORIA DE DESARROLLO SOSTENIBLE

COMPROMISOS DE REDUCCIÓN DE EMISIONES DEL TOP 20 DE COMPAÑÍAS MINERAS

Company	Scope 1 and 2		Scope 3	
	2021-2030	Long term	2021-2030	Long term
Vale	33%	100%	-	15%
BHP	30%	100%	30-40% [i]	-
Rio Tinto	30%	100%	15%	-
Glencore	40%	100%	40%	100%
Freeport-McMoRan	15%	-	-	-
Codelco (Corporación Nacional del Cobre)	70%	-	-	-
Fortescue Metals Group	26%	100%	-	-
Norilsk Nickel	25% [i]	-	-	-
Barrick Gold	10%	-	-	-
Southern Copper	-	-	-	-
Newmont	30%	100%	15%	100%
Hancock Prospecting	-	-	-	-
KGHM Polska Miedź	-	-	-	-
Teck Resources	33%	100%	-	-
AngloGold Ashanti	-	-	-	-
First Quantum Minerals	-	-	-	-
Zijin Mining Group	-	-	-	-
Anglo American	30%	100%	-	-
Sibanye-Stillwater	27%	-	-	-
Mitsui	50%	100%	50%	100%

Nota: Las reducciones pueden incluir la eliminación de CO_2 (por ejemplo, mediante reforestación o captura directa de aire) y créditos de emisiones (generados por reducciones de emisiones en otros sectores). Los objetivos de largo plazo abarcan compromisos a cumplir en 2035, 2040 o 2050.
i = objetivo de intensidad.

Source: International Energy Agency. 2022. The Role of Critical Minerals in Clean Energy Transitions. World Energy Outlook Special Report.

UN PROBLEMA LOCAL CON OPORTUNIDADES GLOBALES

LA CADENA DE VALOR DE CADA MINERAL ENFRENTA DIFERENTES DESAFÍOS Y OPORTUNIDADES DE INNOVACIÓN

TENDENCIAS DE MINERALES SELECTOS

FeNi & NPI: las emisiones provienen principalmente del uso de combustibles fósiles en el horno rotatorio para secado, calcinación y reducción del mineral.

- La conversión de NPI a matte —cada vez más común para acceder al mercado de baterías— requiere energía adicional y eleva la intensidad de emisiones. Estos procesos siguen siendo altamente intensivos en el consumo de la energía.

Li: en concentrado, los procesos de calcinación, tostación y lixiviación son altamente intensivos en energía y dependientes de combustibles fósiles; la intensidad final varía según el factor de la red eléctrica. Soluciones actuales incluyen la sustitución de combustibles.

- En salmuera, tiene mucho menor consumo energético al basarse en evaporación; ya que son etapas químicas menos intensivas. Sin embargo, su traslado para procesamiento añade costos y emisiones.

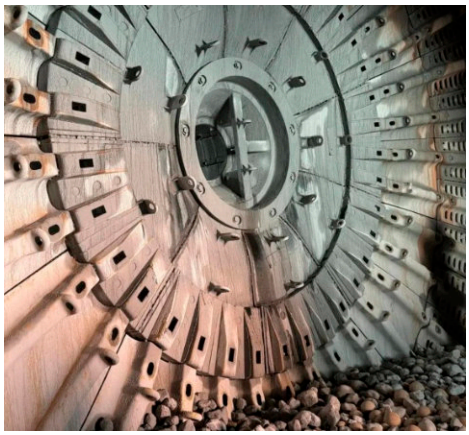
ALGUNOS EJEMPLOS RECIENTES DE INICIATIVAS DE PARES EN LA INDUSTRIA

- **Sustitución de combustibles:** incluye la conversión de boilers de carbón a gas natural, reconversión de plantas carboeléctricas a biomasa o GNL, la sustitución de diésel por biodiesel en mina, planta, y circuitos de fundición y refinación, así como el reacondicionamiento de camiones de acarreo para operar con bioetanol o mezclas de diésel-GNL.
- **Proyectos de optimización y eficiencia energética:** abarcan desde el uso de scorecards para el monitoreo del desempeño de operadores, la sustitución de acarreo por locomotora o bandas transportadoras, hasta el aprovechamiento de calor residual de proceso para cogeneración.

Source: Skarn Associates. June 2025. Sustainability Unearthed: Skan Decarbonization Quarterly.

ACELERANDO LA INNOVACIÓN CON NUESTROS PROVEEDORES

Los proveedores pueden ayudarnos a acelerar nuestra transición apoyándonos en el desarrollo y pilotaje de tecnologías clave, incluyendo:



- Electrificación de equipos para reducir emisiones y mejorar condiciones operativas.
- Energía renovable y almacenamiento para disminuir la dependencia de combustibles fósiles.
- Optimización de procesos y herramientas digitales que mejoran eficiencia y reducen desperdicios en tiempo real.
- Gestión avanzada de agua y residuos, fomentando la reutilización y circuitos cerrados.
- Combustibles alternativos y soluciones de captura de carbono (CCUS) para emisiones de difícil mitigación.
- Métodos de extracción y procesamiento innovadores que requieren menos energía, agua y perturbación superficial.

Por otra parte, invitamos a que nuestros proveedores aguas arriba comiencen a medir sus impactos y establezcan sus propias ambiciones de descarbonización para asegurar coherencia y progreso en toda la cadena de valor.

05 QUÉ ESTÁ HACIENDO FRESNILLO

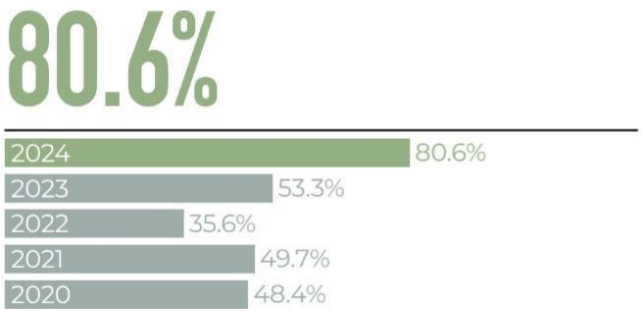
CONTRUBUCIÓN A LA MITIGACIÓN DEL CAMBIO CLIMÁTICO

INICIATIVAS EN MARCHA PARA REDUCIR NUESTROS IMPACTOS AMBIENTALES EN UN ENTORNO GEOPOLÍTICO Y REGULATORIO CADA VEZ MÁS COMPLEJO

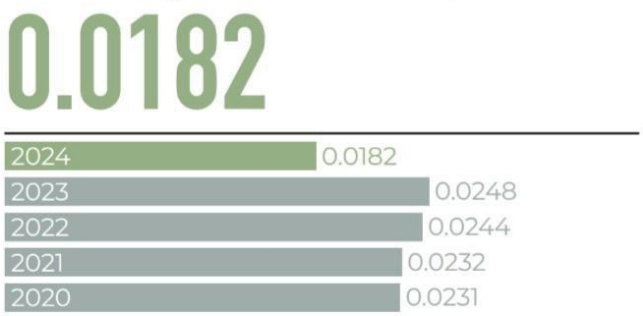
1. Energía renovable: Optimización del portafolio eléctrico para maximizar el consumo de energía eólica; meta de 75% al 2030.
2. Sustitución de combustibles: Piloto de re-
3. acondicionamiento de motores de diesel a diésel–GNL en camiones de acarreo (Herradura).
4. Gestión de agua: Reacondicionamiento y operación de plantas de tratamiento y potabilizadora para la sustitución de agua de laboreo por residual tratada, en coordinación con el municipio de Fresnillo (Distrito Fresnillo). Contribución voluntaria 300,000 m^3 anuales bajo el marco del Plan Nacional Hídrico 2024-2030.
5. Cambio climático: Identificación de riesgos y oportunidades, controles y medidas de mitigación. Firma del Acuerdo Nacional por los Bosques, Selvas y Manglares.
6. Descarbonización: Evaluación de palancas de valor para trazar una hoja de ruta hacia la neutralidad de carbono en 2050.

DESEMPEÑO DE INDICADORES CLAVE

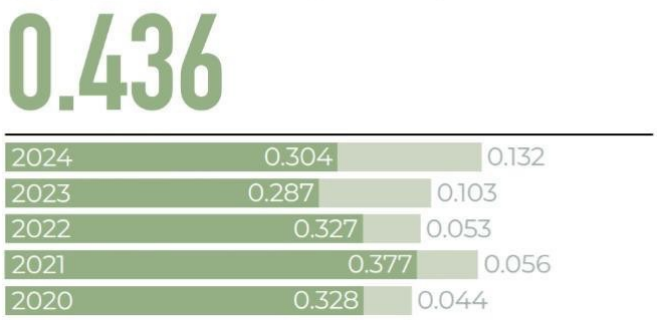
Renewable electricity
(Percentage of renewable electricity consumption)



Greenhouse gas intensity
(Tonnes of CO_2e per tonne of mineral processed)



Water intensity
(m^3 per tonne of mineral processed)

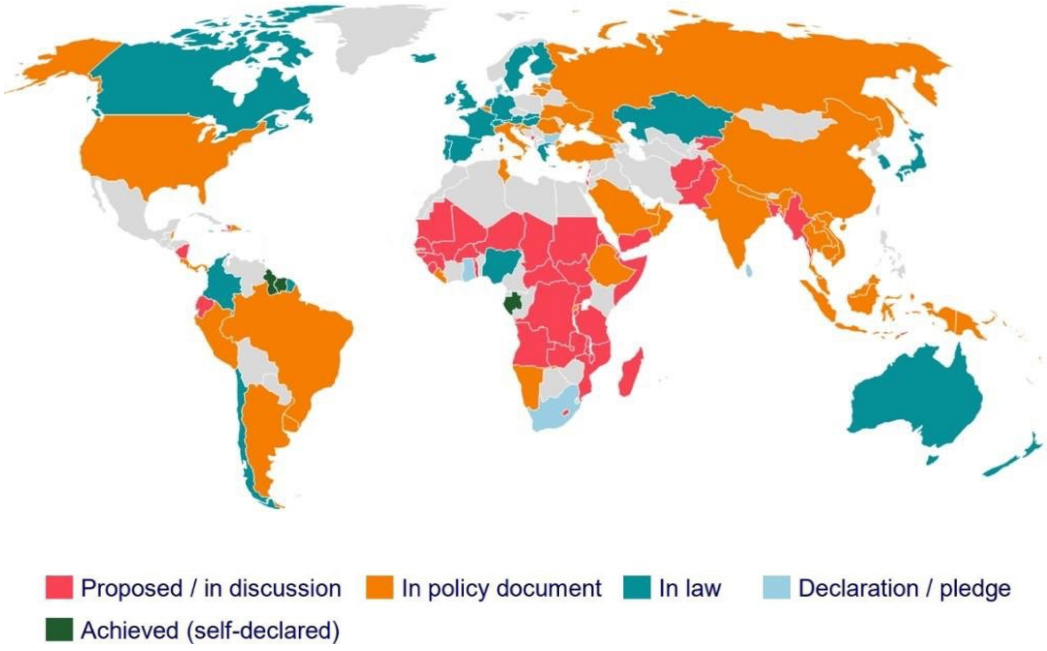


LA SIGUIENTE DÉCADA ES CRUCIAL

- Las metas de neutralidad de carbono cubren el 88% de las emisiones globales anuales: la Unión Europea, Reino Unido, Estados Unidos, Japón y Corea del Sur tienen metas a 2050; China e India a 2060 y 2070, respectivamente.
- En la Unión Europea comienza a operar el Mecanismo de Ajuste en Frontera por Carbono (CBAM) para evitar las fugas de carbono; aplicará a importaciones de aluminio, hierro y acero, ferilizantes, electricidad, cemento e hidrógeno. También realizó una enmienda a su Reglamento de Baterías, que requiere un pasaporte único con código QR para la trazabilidad del ciclo de vida de todas las baterías industriales y de vehículos eléctricos.
- Factores como la pandemia, las disrupciones en las cadenas de suministro, las tensiones geopolíticas y las guerras arancelarias actuales han incrementado la incertidumbre económica global, afectando el avance hacia los objetivos necesarios para evitar escenarios climáticos más severos.

Source: Wood Mackenzie. 2025. Energy Transition Outlook 2025-2026. Energy evolution in the age of superintelligence. Carbon Market Watch. 2024. FAQ: The EU Carbon Border Adjustment Mechanism.

ESTATUS DE COMPROMISOS DE NEUTRALIDAD DE CARBONO POR PAÍS



COMPROMISOS Y ESTÁNDARES QUE GUÍAN LA MINERÍA RESPONSABLE

LA CONVERGENCIA ENTRE COMPROMISOS CLIMÁTICOS NACIONALES Y ESTÁNDARES SECTORIALES

CONTRIBUCIONES DETERMINADAS A NIVEL NACIONAL (NDC)

- Son los planes nacionales de acción climática que presenta cada país en virtud del Acuerdo de París—el cumplimiento del objetivo mundial de limitar el aumento de la temperatura a 2ºC respecto a niveles preindustriales.
- Existen dos tipos de compromisos: los no condicionados—a cumplirse con recursos propios—y los condicionadas, dependientes de apoyo financiero y tecnológico internacional.
- En noviembre de 2025 en la COP30, México se comprometió alcanzar un máximo de emisiones netas entre 364 y 404 millones de CO_2e para 2035, lo que representa una reducción del 50%.

TOWARDS SUSTAINABLE MINING (TSM)

- Es la iniciativa de la industria minera canadiense para la minería responsable, establecida en 2004 por la Mining Association of Canada (MAC).
- TSM exige que las empresas afiliadas evalúen anualmente su desempeño frente a seis protocolos enfocados en tres áreas centrales: Comunidades y Personas; Gestión Ambiental; y Eficiencia Energética.
- En 2023, la CAMIMEX se unió a otras 11 asociaciones mineras de todo el mundo en la adopción de este estándar.

ICMM: PRINCIPIOS DE DESARROLLO SOSTENIBLE

Establecen requisitos ESG de buenas prácticas para las empresas afiliadas mediante expectativas de desempeño y lineamientos que contribuyen a metas globales como los Objetivos de Desarrollo Sostenible de la ONU y los Acuerdos de París:

1. Negocio ético
2. Toma de decisiones
3. Derechos Humanos
4. Gestión de riesgos
5. Salud y seguridad
6. Desempeño ambiental
7. Conservación de la biodiversidad
8. Producción responsable
9. Desempeño Social
10. Vinculación con grupos de interés

Source: Secretaría de Medio Ambiente y Recursos Naturales (SEMARNAT). 2025. Mensaje de la secretaria Alicia Bárcena Ibarra al presentar la NDC 3.0 de México en la Sesión Plenaria de la Cumbre Climática de Líderes.

Mining Association of Canada (MAC). 2025. Towards Sustainable mIning.

Cámara Minera de México (CAMIMEX). 2023. La Cámara Minera de México adopta el estándar Hacía una Minería Sostenible.

UN ENFOQUE INTEGRAL PARA LA SEGURIDAD DE LOS MINERALES

LOS SEIS PILARES DE LA EIA EN MATERIA DE SEGURIDAD ENERGÉTICA

- **Garantizar inversiones suficientes en fuentes**
- **nuevas y diversificadas de suministro**
- **Promover la innovación tecnológica a lo largo de la cadena de valor**
- **Ampliar las capacidades de reciclaje**
- **Fortalecer la resiliencia y la transparencia de las cadenas de suministro de los mercados**
- **Integrar estándares ambientales y sociales más altos**
- **Reforzar la colaboración internacional entre**
- **países productores y consumidores**

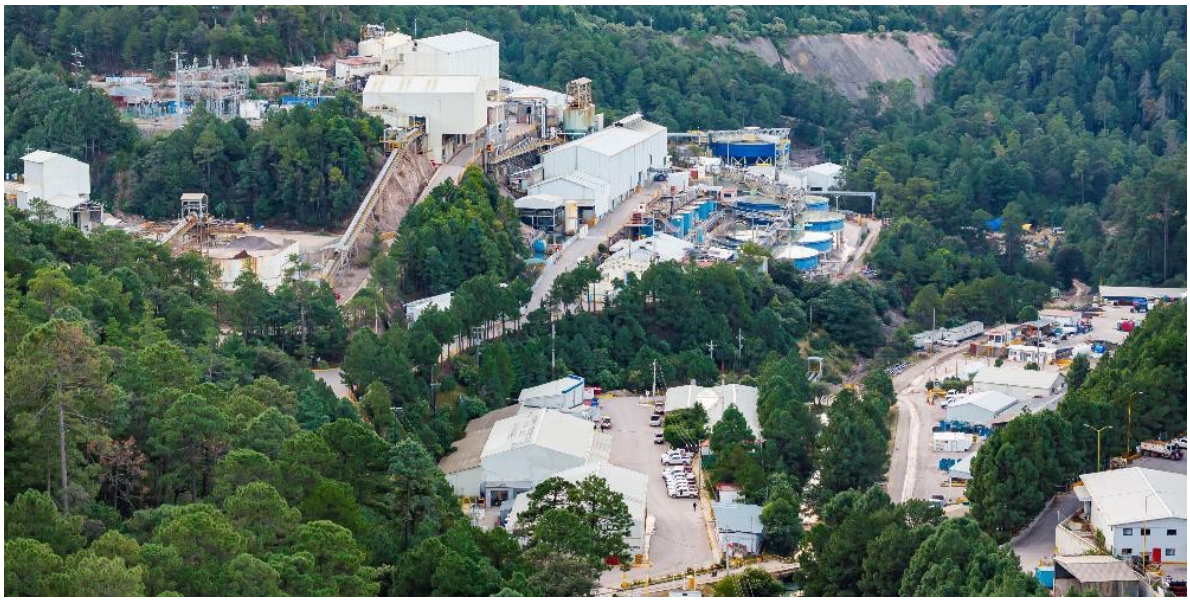
Source: International Energy Agency. 2022. The Role of Critical Minerals in Clean Energy Transitions. World Energy Outlook Special Report.

07 CONCLUSIONES

SIN MATERIALES CRÍTICOS, NOA HAY TRANSICIÓN ENERGÉTICA

PARA AVANZAR, NECESITAMOS MÁS MINERÍA – PERO UNA MINERÍA RESPONSABLE

- La creciente demanda de minerales requiere no solo aumentar la producción, sino también fortalecer prácticas de minería responsable.
- Esto incluye reconocer los derechos sobre la tierra, reforzar la seguridad de los trabajadores y seguir reduciendo los impactos sociales y ambientales asociados con la extracción, el refinado y el procesamiento.



- También es importante promover la eficiencia en el uso y consumo de los recursos, mediante la eficiencia operativa, el reciclaje de minerales provenientes de productos al final de su vida útil, el aprovechamiento de residuos y el diseño de tecnologías y sistemas que requieran menos materiales de origen.

Source: World Resources Institue. 2025. WRI Statement onn the iIEA Global Critical Minerals Outlook 2025.

Fijación química de suelos contaminados con arsénico y otros elementos potencialmente tóxicos

José Luis Hernández Michaca1*

Geología y Medio Ambiente S.A. de C.V., Av. Alfredo Robles Domínguez No. 258-1. Col. Vallejo, Ciudad de México, C.P. 07870.
***Autor de correspondencia: direccion@geolyma.com.mx**

Resumen

Actualmente, la contaminación del suelo por metales y metaloides, debido a diversas actividades antropogénicas, representa un riesgo ambiental y a la salud humana. Para mitigar estos impactos, se requiere la implementación de medidas de remediación técnica y económicamente viables, entre las cuales la fijación química destaca como una alternativa prometedora.

En esta técnica, la solubilidad y movilidad de los metales pesados se reduce, debido a la adición de reactivos químicos, minimizando el riesgo de propagación de los mismos hacia otros medios. El proceso de fijación química tiene gran utilidad y efectividad en el tratamiento de diversos residuos, y se reconoce como una técnica de remediación para suelos contaminados con metales y metaloides.

Los reactivos estabilizadores a base de hierro han demostrado ser efectivos para la fijación del arsénico. En varios estudios, se ha validado el uso de sulfato de hierro como una estrategia eficaz para inmovilizar el arsénico en suelos contaminados.

En este trabajo se presentan los resultados del uso de sulfato de hierro heptahidratado y carbonato de calcio como reactivos fijadores para disminuir la lixiviación del arsénico y los demás metales pesados presentes en el suelo contaminado.

Los resultados de este trabajo demostraron que la aplicación de esta técnica empleando un reactivo químico portador de hierro ($FeSO_4 \cdot 7H_2O$) redujo la lixiviación de todos los elementos potencialmente tóxicos presentes en el sitio de manera inmediata, debido a la formación de oxihidróxidos de hierro, que pueden generarse por precipitación directa de sales de Fe (III) o por la oxidación e hidrólisis de sales de Fe (II), ya que estos compuestos poseen una elevada superficie específica que facilita la inmovilización del arsénico, lo que permite una disposición final segura del suelo tratado.

Estos resultados indican que la fijación química tiene potencial de ser una estrategia de remediación factible para el tratamiento de suelos contaminados. Además, en comparación con otras técnicas de remediación, la fijación química ofrece las ventajas de ser fácil de aplicar, de costo moderado y alta eficacia en la remediación.

Abstract

Currently, soil contamination by heavy metals, due to various anthropogenic activities, represents an environmental and human health risk. To mitigate these impacts, the implementation of technically and economically viable remediation measures is required, among which chemical fixation stands out as a promising alternative.

In this technique, the solubility and mobility of heavy metals is reduced, due to the addition of chemical reagents, minimizing the risk of spreading them to other media. Chemical fixation is highly effective and useful for treating various types of waste and is recognized as a remediation technique for soils contaminated with metals and metalloids.

Iron-based stabilizing reagents have proven effective for arsenic fixation. Several studies have validated the use of iron sulfate as an efficient strategy for immobilizing arsenic in contaminated soils.

This study presents the results of the use of iron sulfate heptahydrate and calcium carbonate as fixative reagents to reduce the leachability of arsenic and other heavy metals present in contaminated soil.

The results demonstrated that the ap-

plication of this technique, utilizing an iron-based chemical reagent, immediately reduced the leaching of all potentially toxic elements present at the site. This effect is due to the formation of iron oxyhydroxides, which can be generated by direct precipitation of Fe (III) salts or by the oxidation and hydrolysis of Fe (II) salts, since these compounds have a high specific surface area that facilitates the immobilization of arsenic, allowing a safe final disposal of the treated soil.

These findings indicate that chemical fixation has the potential to be a feasible remediation strategy for the treatment of contaminated soils. In addition, compared to other remediation techniques, the chemical fixation technology offers advantages such as ease of application, moderate cost, and high effectiveness in remediation.

1. Introducción

En la actualidad, los niveles de contaminación por metales y metaloides en el ambiente han alcanzado valores significativos, resultado de diversas actividades antropogénicas, entre las que destacan, la minería, la metalurgia y el uso de pesticidas en la agricultura. La acumulación de estos contaminantes en el suelo, puede afectar negativamente al ecosistema edáfico, deteriorar la calidad de los productos agrícolas y del agua, así como representar riesgos potenciales a la salud humana (Reyes et al., 2016; Adnan et al., 2024).
Para abordar los problemas de contaminación de suelos con metales pesados es necesaria la implementación de técnicas de remediación que permitan mitigar los problemas, entre estos métodos la fijación química (FQ) es una tecnología prometedora para limpiar suelos contaminados y diversos residuos (Ma et al., 1993; Guo et al., 2006).

El tratamiento de FQ se basa en la reducción de la movilidad y disponibilidad de los metales como resultado de la aplicación de aditivos fijadores, en consecuencia, se reducen los efectos perjudiciales de los metales pesados sobre los posibles receptores ambientales. En comparación con otras técnicas de remediación, la tecnología FQ ofrece las ventajas de ser fácil de aplicar, de costo moderado y alta eficacia en la remediación (Guo et al., 2006).

En este trabajo se evaluó el tratamiento de fijación química empleando como reactivos sulfato de hierro heptahidratado y carbonato de calcio, para reducir la movilidad y evitar la lixiviación de los elementos potencialmente tóxicos en suelos contaminados con As, Cu, Ni y Pb, representativos de un predio anteriormente destinado a la producción de cobre puro y que, actualmente, representa un pasivo ambiental que requiere la implementación de medidas de remediación.

1.1 Objetivo

El objetivo de este estudio es evaluar la eficacia de la implementación de la FQ para reducir la lixiviación de los contaminantes presentes en el suelo y asegurar su no peligrosidad, mediante el uso de sulfato de hierro heptahidratado ($FeSO_4 \cdot 7H_2O$) y carbonato de calcio ($CaCO_3$) como reactivos estabilizadores, permitiendo así su adecuada disposición final.

1.2 Antecedentes

Electric Power Research Institute y Southern Company (2007), evaluaron la FQ mediante la adición de sulfato ferroso como una alternativa de remediación para suelos contaminados con arsénico. Las pruebas de tratabilidad en lote y en columna (a largo plazo), indicaron que el tratamiento mediante FQ redujo el arsénico lixiviable. Los autores estimaron que el costo de la aplicación de la fijación química oscila entre $20 a $40 dólares por yarda cúbica de suelo tratado, lo que equivale aproximadamente a $26.15 a $52.30 dólares por metro cúbico.

Yang et al. (2007) presentaron un estudio experimental sobre la fijación química in situ (ISCF, por sus siglas en inglés) para tratar suelos contaminados con As, representativos de dos sitios cercanos a la Costa del Golfo en el sureste de Estados Unidos. Los suelos del estudio se clasificaron como francos arenosos con concentraciones medias de

arsénico ambientalmente disponible de 325 mg/kg en el primer sitio y 900 mg/kg en el segundo sitio.

Se aplicaron tres combinaciones de reactivos: (1) $FeSO_4$; (2) $FeSO_4$ y $KMnO_4$; (3) $FeSO_4$, $KMnO_4$ y $CaCO_3$.

Las tres soluciones de tratamiento redujeron en gran medida la cantidad de arsénico lixiviado, evaluada mediante los métodos TCLP (Procedimiento de lixiviación para la caracterización de toxicidad) y SPLP (Procedimiento de lixiviación por precipitación sintética). No obstante, el tratamiento adicionado únicamente con sulfato ferroso se consideró el más efectivo para reducir la lixiviación del arsénico mediante el método (SPLP) que simula mejor la meteorización natural. Este tratamiento probablemente permitió la formación de recubrimientos de hidróxido de hierro amorfo más completos en las partículas del suelo, lo que facilitó la complejación superficial del arsénico como mecanismo de inmovilización.

Hu et al. (2010) evaluaron varios tratamientos de fijación química para estabilizar el As disponible en un residuo sólido altamente contaminado, generado como subproducto en la fabricación de aditivos alimentarios basados en arsénico orgánico, utilizados principalmente en la industria ganadera (avícola y porcina). En investigaciones previas, dicho residuo se sometió a pretratamiento mediante el proceso Fenton. En este estudio, los autores reportaron los resultados obtenidos tras la aplicación de tratamientos de fijación química, se probaron el sulfato férrico (SF), el cloruro de magnesio (CM) y el hidróxido de calcio (HC) a diferentes proporciones molares de ion metálico-As (Fe:As, Mg:As, Ca:As). Las proporciones óptimas fueron 2:1, 3:1 y 2:1, respectivamente. Se evaluaron tres tratamientos combinados: SF+HC, SF+CM y SF+CM+HC. La combinación SF+CM+HC resultó ser la más óptima. La efectividad de los tratamientos de fijación se evaluó usando TCLP, SPLP y procedimientos de extracción secuencial (SEP) para evaluar la lixiviación y la especiación del As en los residuos tratados.

2. Metodología

2.1 Muestreo de suelos para la realización pruebas de FQ

Se seleccionaron 4 puntos de muestreo dentro del predio de estudio, a distintas profundidades, previamente identificados con concentraciones de arsénico total mayores al Límite Máximo Permisible (LMP) establecido en la NOM-147-SEMARNAT/SSA1-2004 (NOM-147), desde valores de 2,900 mg/kg, hasta concentraciones superiores a 46,000 mg/kg.

Esta selección se basó en los resultados del estudio de caracterización del sitio realizado anteriormente por Geología y Medio Ambiente, S.A. de C.V. Dado que el contaminante detectado en el sitio de estudio en mayor extensión y concentraciones que rebasan considerablemente el Límite Máximo Permisible establecido en la NOM-147 es el arsénico, se consideró a éste como el contaminante objetivo.

Cabe destacar que, aunque el arsénico es el contaminante objetivo, metales como el Pb y Ni también fueron detectados por arriba de la Concentración de Referencia Total (CRT) establecida en la NOM-147. Mientras que, el Cu se detectó en concentraciones superiores al establecido en los Regional Screening Levels (RSLs) de la Agencia de Protección Ambiental de los Estados Unidos (EPA, por sus siglas en inglés), el cual se utilizó como referencia para el Cu, al no encontrarse regulado por la NOM-147.

Las muestras se almacenaron en bolsas y se etiquetaron para su traslado al laboratorio de análisis (Figura 1). La identificación de las muestras se observa en la Tabla 1.

Figura 1. Ubicación relativa de la zona de muestreo y muestras etiquetadas para su traslado al laboratorio.

Tabla 1. Identificación de las muestras.

No.	Clave
1	M (3500)
2	C3-2 (0.10-0.40 M)
3	PL430 (1.00-1.20 M)
4	PL431 (1.80-2.10 M)

2.2 Caracterización de las muestras

Se realizó la caracterización química y física de las muestras de suelo, mediante diferentes métodos. Se obtuvieron resultados de las propiedades índice de los suelos, concentración total de elementos químicos y concentración lixiviable. Los análisis fueron realizados por un laboratorio acreditado por la Entidad Mexicana de Acreditación (EMA) y aprobado por la Procuraduría Federal de Protección al Ambiente (PROFEPA).

2.2.1 Clasificación de las muestras de suelo

Se determinaron las siguientes propiedades índice de las muestras de suelo para su identificación y clasificación de acuerdo con el Sistema Unificado de Clasificación de Suelos (SUCS), las pruebas realizadas fueron las siguientes:

Contenido natural de agua. La prueba se realizó mediante el método ASTM D 2216, esta prueba permite conocer el contenido de agua por masa en materiales como suelos y rocas, donde la reducción en masa por secado se debe a la perdida de agua.

Granulometría. Se realizó la determinación de la granulometría de las muestras por medio de tamices, siguiendo el método ASTM C 136, la prueba consiste en separar una muestra de agregado seco de masa conocida, a través de una serie de tamices de aberturas progresivamente menores, con el objeto de determinar el tamaño de las partículas. Si más del 50% se retiene en la malla 200, se considera suelo grueso conformado por arenas y/o gravas.

Obtención de finos por lavado. Esta prueba se realizó para definir la cantidad de partículas menores a 75 μm que conforman la muestra. Si es mayor a 50% se considera que la muestra es predominantemente fina (arcilla o limo). A diferencia de la granulometría en esta prueba se utiliza agua para separar completamente las partículas finas de las gruesas. La prueba se realizó siguiendo el método ASTM C 117-95.

Límites de consistencia o límites de Atterberg. Se empleó el método ASTM D 4318-84 para caracterizar el comportamiento de los suelos finos y se define por la obtención de dos parámetros: limite líquido y límite plástico. El límite líquido (LL) es el contenido de agua por encima del cual la mezcla suelo-agua pasa a un estado líquido. En este estado la mezcla se comporta como un fluido viscoso y fluye bajo su propio peso. El límite plástico (LP) es el contenido de agua por encima del cual la mezcla suelo-agua pasa a un estado plástico. En este estado la mezcla se deforma a cualquier forma bajo ligera presión. Esta prueba permite definir si el suelo fino es arcilla o limo.

2.2.2 pH, concentración total y lixiviable

El pH, la concentración total y lixiviable de los elementos químicos se determinó a través de los métodos señalados en la NOM-147-SEMARNAT/SSA1-2004 (NOM-147), Apéndice normativo B.

2.3 Prueba de lixiviación PECT

Para asegurar la no peligrosidad de las muestras después del tratamiento de FQ, las mezclas con 144 días (ME-06 y ME-07), 305 días (ME-05) y 391 días (ME-02) se analizaron bajo la Norma Oficial Mexicana NOM-052-SEMARNAT-2005, que establece las características, el procedimiento de identificación, clasificación y los listados de residuos peligrosos. Bajo esta norma se analizaron las características de corrosividad, reactividad, explosividad e inflamabilidad, así como la toxicidad bajo la NOM-053-SEMARNAT-1993 que establece el procedimiento para llevar a cabo la prueba de extracción para determinar los constituyentes que hacen a un residuo peligroso por su toxicidad al ambiente (prueba de lixiviación PECT), la cual consiste en la extracción en medio ácido de las muestras tratadas.

Determinación de no-peligrosidad: Si el análisis de metales de la muestra de lixiviación tiene valores menores a los presentados en la Tabla 2. De acuerdo con la normativa mexicana NOM-052-SEMARNAT-2005 se considera una muestra no peligrosa por el criterio de toxicidad.

Tabla 2. Límites máximos permisibles para los constituyentes tóxicos en el extracto PECT.

Contaminante	Límite (mg/L)	Norma de referencia
Arsénico	5.0	NOM-052-SEMARNAT-2005
Plomo	5.0	NOM-052-SEMARNAT-2005
Cobre	5.0	No fijado por la norma, pero establecido con mismo valor
Níquel	5.0	No fijado por la norma, pero establecido con mismo valor

2.4 Pruebas de fijación química

Se utilizaron los siguientes productos químicos (reactivos) para realizar las mezclas para las pruebas de fijación química.

Sulfato de hierro heptahidratado ($FeSO_4 \cdot 7H_2O$): Se planteó el uso de este reactivo debido al importante papel que juega en la retención del arsénico, ya que tiene una alta capacidad para fijarlo e inmovilizarlo en los óxidos e hidróxidos formados.

Carbonato de calcio ($CaCO_3$): Se planteó el uso de este reactivo ya que funge como amortiguador del pH, neutralizando los residuos ácidos; y con ello, disminuyendo la movilidad en el medio e incrementando la formación de especies menos tóxicas de cobre, níquel y plomo.

Las pruebas de tratabilidad se realizaron de la siguiente forma:

De acuerdo con lo reportado en la literatura, en las pruebas de FQ se recomienda establecer una relación molar entre el contaminante y el, o los agentes estabilizadores. Se utilizaron aproximadamente 33 kg de suelo para realizar las mezclas y se estableció una relación molar de 2:1 entre $FeSO_4 \cdot 7H_2O$: As y una relación molar de 4:1 entre $CaCO_3$: As.

Los materiales (sulfato de hierro heptahidratado, suelo, carbonato de calcio y agua) se mezclaron, después de homogenizar el suelo, en una revolvedora eléctrica CIPSA con capacidad de 1 saco. El mezclado se realizó en tres etapas: mezclado (3 minutos), reposo (1 minuto) y remezclado (2 minutos) (Figura 2).

Figura 2. Equipo para la realización de las mezclas.

Las mezclas obtenidas se identificaron como ME-02, ME-05, ME-06 y ME-07, correspondientes a las muestras originales de suelo M (3500), C3-2 (0.10-0.40 M), PL430 (1.00-1.20 M), PL431 (1.80-2.10 M), respectivamente.

Después de realizadas las mezclas, se determinó la concentración de arsénico lixiviable y pH al tiempo cero para las cuatro mezclas elaboradas, es decir, se tomó una muestra el mismo día de elaboración y se envió para su análisis a un laboratorio acreditado y aprobado, para poder evaluar la eficiencia de la relación molar establecida entre el contaminante (As) y los reactivos fijadores ($FeSO_4 \cdot 7H_2O$ y $CaCO_3$). Asimismo, se realizó la determinación de la lixiviación de arsénico y pH a los 7, 14 y 28 días, esto con el objetivo de valorar la estabilidad de las mezclas respecto al tiempo.

3. Resultados

De acuerdo con el análisis de las propiedades índice realizado para identificar el tipo de suelo, las muestras recuperadas corresponden a limo de alta plasticidad con arena fina. Los resultados de arsénico total y arsénico lixiviable de las muestras de suelo antes del tratamiento con su respectiva determinación de pH se muestras en la Tabla 3.

Como se puede observar, se obtuvieron concentraciones de arsénico total desde 4054.7 y hasta 46050.7 mg/kg, aunque su lixiviación fue relativamente baja, lo que puede deberse a las concentraciones naturales de hierro presentes en el suelo (alrededor de 15,000 mg/kg en promedio), ya que el alto contenido de hierro en los suelos induce diversos tipos de reacciones entre este y los contaminantes, disminuyendo su movilidad en el medio, y por tanto su lixiviación (Miretzky y Cirelli, 2010; Caporale y Violante, 2016).

Tabla 3. Resultados analíticos de las muestras de suelo natural.

Identificación de la muestra matriz	As total (mg/kg)	pH	As lixiviable (mg/L)	pH
M (3500)	4054.7	4.362	4.043	4.412
C3-2 (0.10-0.40 M)	22985.9	3.269	1.994	3.255
PL 430 (1.00-1.20 M)	43690.9	3.0	1.644	2.988
PL431 (1.80-2.10 M)	46050.7	3.99	2.82	3.980

Los resultados obtenidos de pH y As lixiviable para las cuatro mezclas a 0, 7, 14 y 28 días se muestran en la Tabla 4, donde se observa que, al agregar $FeSO_4 \cdot 7H_2O$ y $CaCO_3$ al suelo contaminado, la concentración de As lixiviable disminuye de forma inmediata, lo cual refleja que el efecto debido a la adición del sulfato de hierro y el carbonato de calcio es inmediato, es decir, el contaminante presente en el suelo reacciona fácilmente con los agentes fijantes.

Tabla 4. Resultados de arsénico lixiviable y pH a 0, 7, 14 y 28 días.

Identificación de la muestra matriz	M (3500)		C3-2 (0.10-0.40) M		PL430 (1.00-1.20 M)		PL431 (1.80-2.10 M)	
Identificación de prueba	ME-02		ME-05		ME-06		ME-07	
Tiempo de vida (días)	As lixiviable (mg/L)	pH	As lixiviable (mg/L)	pH	As lixiviable (mg/L)	pH	As lixiviable (mg/L)	pH
0	0.183	6.123	0.02	6.22	0.022	6.05	0.021	6.08
7	0.151	6.117	0.24	6.74	*ND	7.43	0.016	6.16
14	0.389	6.003	0.43	7.41	0.015	6.01	0.045	5.97
28	0.473	5.998	0.81	7.38	0.045	6.15	0.030	6.17

*ND: No Detectado, significa que el resultado del analito es un valor menor a (0.0031mg/L) Límite de Detección del Método

Un aspecto a destacar es, que el $FeSO_4 \cdot 7H_2O$ juega un papel importante en la retención del arsénico, ya que tiene una alta capacidad para fijarlo e inmovilizarlo. Miretzky y Cirelli (2010) señalan que los oxihidróxidos de Fe se pueden formar por precipitación directa a partir de soluciones de sales de Fe (III) o por oxidación seguida de hidrólisis de soluciones de sales de Fe (II). Los compuestos formados poseen una elevada superficie especifica que facilita la retención del arsénico, especialmente en condiciones oxidantes, como las que se presentan en el sitio de estudio. A su vez, el uso de $CaCO_3$ favorece el incremento del pH fuertemente ácido que presenta el suelo contaminado, ya que, cuando el pH es cercano a 2.5 unidades, el arsénico pentavalente puede encontrase completamente protonado en su forma H_3AsO_4, por lo que es más difícilmente retenido por el suelo.

De acuerdo con los resultados, se corrobora que la adición de $FeSO_4 \cdot 7H_2O$ y $CaCO_3$ al suelo contaminado, disminuye la concentración de arsénico lixiviable de manera considerable, alcanzando incluso concentraciones No Detectables (ND); es decir, menores o iguales que el Límite de Detección del Método, 0.0031 mg/L, y esto sucede desde el tiempo cero, esto es, desde el momento en que el suelo entra en contacto con el sulfato de hierro y el carbonato de calcio.

La Figura 3, representa el comportamiento de la concentración de arsénico lixiviable respecto al tiempo, donde se aprecia que la lixiviación de arsénico se mantiene prácticamente constante a lo largo del tiempo en las mezclas ME-06 y ME-07. También se observa que, en las mezclas ME-02 y ME-05, no se presenta un comportamiento constante, lo cual podría atribuirse a que las reacciones aún estarían ocurriendo. No obstante, en todas las muestras se observa una disminución en la lixiviación de arsénico desde el primer día de la adición de los agentes estabilizadores.

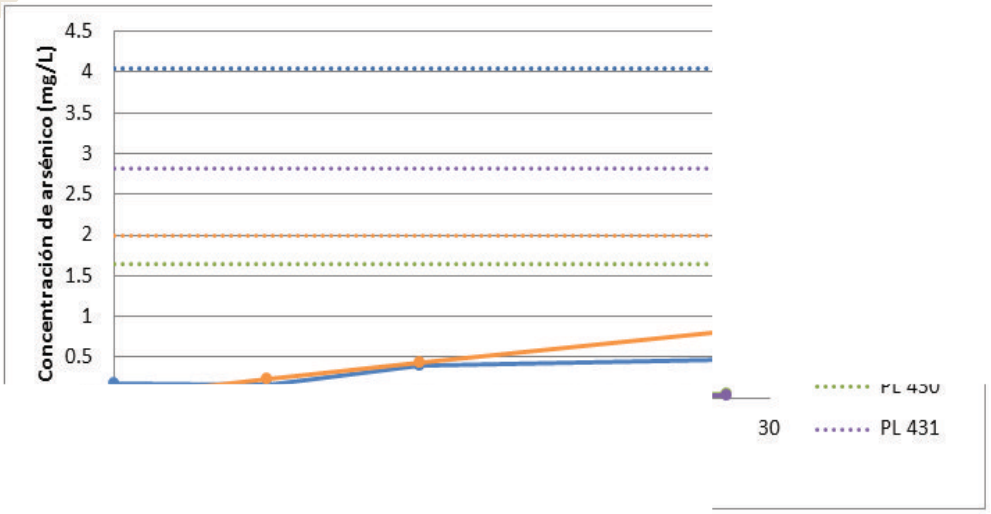


Figura 3. Lixiviación de arsénico respecto al tiempo.

Para asegurar la no peligrosidad de los residuos obtenidos como resultado de la Fijación Química, las mezclas con 144 días (ME-06 y ME-07), 305 días (ME-05) y 391 días (ME-02) se analizaron bajo la Norma Oficial Mexicana NOM-052-SEMARNAT-2005, que establece las características, el procedimiento de identificación, clasificación y los listados de los residuos peligrosos. Los resultados muestran que los residuos obtenidos del tratamiento no presentan características de corrosividad, reactividad, explosividad e inflamabilidad, arrojando resultados no detectables, es decir por debajo de los Límites de Detección del Método para todos los constituyentes orgánicos volátiles y semivolátiles normados.

Así mismo, se atiende al cumplimiento de los límites máximos permisibles establecidos para los constituyentes inorgánicos (metales), ya que las muestras no presentan toxicidad al ambiente. Para la mezcla ME-02 se realizó el análisis a los 391 días (1 año con 26 días), obteniendo una concentración de arsénico lixiviable de 0.131 mg/L, la cual se encuentra 38 veces por debajo del LMP. Mientras que, para la mezcla ME-05 se tiene un valor de 0.046 mg/L (108 veces por debajo del LMP) de arsénico a 305 días. Las mezclas ME-06 y ME-07 se analizaron a los 144 días, obteniendo valores de 0.052 mg/L y 0.066 mg/L, respectivamente (Tabla 5).

Si bien, la concentración lixiviable de cobre y níquel no se encuentra regulada por la NOM-052-SEMARNAT-2005, se realizaron las pruebas pertinentes para determinar su lixiviación.

Tabla 5. Resultados de As lixiviable mediante la prueba de lixiviación PECT.

Identificación de la muestra matriz	M (3500)		C3-2 (0.10-0.40) M		PL430 (1.00-1.20 M)		PL431 (1.80-2.10 M)	
Identificación de prueba	ME-02		ME-05		ME-06		ME-07	
Tiempo de vida (días)	As lixiviable (mg/L)	pH	As lixiviable (mg/L)	pH	As lixiviable (mg/L)	pH	As lixiviable (mg/L)	pH
144	--------	-------	--------	--------	0.052	7.10	0.066	7.00
305	--------	-------	0.046	7.508	-------	-------	-------	-------
391	0.131	8.185	-------	-------	-------	-------	-------	-------

En la Tabla 6 se muestra la comparativa entre la concentración total y lixiviable de los principales metales de interés (arsénico, cobre, níquel y plomo), en ella se observa que se cumple, lo antes mencionado, la lixiviación del contaminante es independiente de su concentración total inicial. La concentración lixiviable de plomo en las mezclas oscila entre 69 y 208 veces por debajo del LMP (5 mg/L). Si consideráramos un límite permisible igual para el níquel y el cobre, el valor máximo de concentración lixiviable se encontraría 22 veces por debajo a lo permitido para el níquel y 51 veces en el caso del cobre.

Como se observa en la Tabla 6, el tratamiento por Fijación Química utilizando sulfato de hierro y carbonato de calcio permite disminuir la lixiviación de todos los metales contaminantes encontrados en el sitio, al igual que en el caso del arsénico. Esto se debe a que, el $CaCO_3$ funge como amortiguador del pH, neutralizando los residuos ácidos; y con ello incrementa la formación de especies menos móviles de cobre, níquel y plomo.

Por otra parte, el cobre tiende a formar complejos con materiales arcillosos, hidróxidos metálicos y materia orgánica. En suelos de naturaleza calcárea es ampliamente reconocida su asociación y retención debido a su tendencia a acumularse en la fracción residual y de óxidos. Mientras que, los procesos de precipitación de níquel son importantes en terrenos con pH elevado y con cantidades apreciables del metal. El níquel suele ser fuertemente absorbido en las formas Ni^{2+} e $NiOH^{+}$. La mayor parte del níquel que es desechado al ambiente termina siendo adsorbido por la materia orgánica y diversos materiales arcillosos, favoreciendo su inmovilización (Gómez- Puentes et al., 2020).

En el suelo, el plomo es relativamente inmóvil debido a la tendencia de ser transformado en compuestos de baja solubilidad como sulfatos y fosfatos, además de que forma complejos con materia orgánica y arcillas. Asimismo, se ha investigado la adsorción de este metal por calcita, encontrando una elevada velocidad de adsorción en la superficie del mineral a pocos segundos de su contacto (Gómez- Puentes et al., 2020). En tanto que, en suelos básicos con buena aireación, la solubilidad del arsénico puede estar limitada por su precipitación como arseniatos de calcio o hierro (Xie y Naidu, 2006). Por tanto, en suelos con alto pH los carbonatos pueden jugar un papel importante en la retención de arseniato (Zhang y Selim, 2008).

Sumado al comportamiento que el arsénico, cobre, níquel y plomo muestran ante el $CaCO_3$, se conocen diversos procesos fisicoquímicos en presencia de compuestos de hierro y materiales arcillosos (suelos predominantes en el área de interés).

Tabla 6. Comparativa entre la concentración total y lixiviable de arsénico, cobre, níquel y plomo.

ID Muestra	ME-02 (391 DÍAS)	ME-05 (305 DÍAS)	ME-06 (144 DÍAS)	ME-07 (144 DÍAS)	Concentración mayor a la "CRT" (mg/Kg)	Concentración mayor al "LMP" (mg/L)
Fecha Muestreo	**28/2/2023**	**13/3/2023**	**14/2/2023**	**14/2/2023**		
Arsénico total (mg/Kg)	9,164.3	18,672.8	45,462.9	46,404.7	260	
Arsénico lixiviable (mg/L)	0.131	0.046	0.052	0.066		5
Cobre total (mg/Kg)	1,442.68	1,042.58	1,112.47	1,039.93		
Cobre lixiviable (mg/L)	0.097	0.016	0.039	0.034		
Níquel total (mg/Kg)	86.7	21.6	27	20.7	20000	
Níquel lixiviable (mg/L)	0.218	0.021	0.084	0.079		
Plomo total (mg/Kg)	10.3	43.9	23.6	15	800	
Plomo lixiviable (mg/L)	0.034	0.024	0.072	0.041		5
CRT: Concentración de Referencia Total establecida en la Norma Oficial Mexicana NOM-147-SEMARNAT/SSA1-2004						
LMP: Límite Máximo Permisible de acuerdo con la Norma Oficial Mexicana NOM-052-SEMARNAT-2005						

4. Conclusiones

Las pruebas realizadas de fijación química de los suelos contaminados con metales pesados, principalmente arsénico, cobre, níquel y plomo permitieron evaluar la factibilidad técnica del uso de sulfato de hierro heptahidratado y carbonato de calcio como agentes estabilizadores, asegurando la no peligrosidad de los suelos contaminados con arsénico y otros metales, y su no toxicidad al ambiente al obtener concentraciones lixiviables de los metales normados (arsénico y plomo) inferiores al límite máximo permisible establecido en la NOM-052-SEMARNAT-2005. Asimismo, las muestras sometidas a análisis bajo la NOM-052-SEMARNAT-2005 no presentan características de corrosividad, reactividad, explosividad e inflamabilidad.

El tratamiento por Fijación Química permite la disminución de la lixiviación de los contaminantes en el sitio. El uso de sulfato de hierro y carbonato de calcio como agentes estabilizadores y fijadores químicos del arsénico, cobre, níquel y plomo en el suelo presentan ventajas económicas frente a otras técnicas como la Solidificación/Estabilización al reducir el uso de insumos, tales como, el cemento; lo que conlleva a que esta técnica sea más viable económicamente.

Es importante destacar que, al encontrarse principalmente suelos arcillosos en el área de interés, se cuenta con la ventaja de su gran capacidad para adsorber y formar complejos de arsénico, cobre, níquel y plomo, lo cual funciona o actúa a modo de “sumideros”, es decir, fungen como enormes almacenes, en los cuales los contaminantes quedan confinados de forma prácticamente irreversible. Aunado a esto, se debe considerar que la efectividad de la fijación química se debe a que la estabilización de los contaminantes no está contralada por una única reacción, sino que, se presentan diversos mecanismos de adsorción, absorción, complejación y precipitación sobre superficies minerales.

Referencias

Adnan, M., Xiao, B., Ali, M. U., Xiao, P., Zhao, P., Wang, H. y Bibi, S. 2024. Heavy metals pollution from smelting activities: A threat to soil and groundwater. Ecotoxicology and Environmental Safety, 274, 116189.

Caporale, A. G. y Violante, A. 2016. Chemical processes affecting the mobility of heavy metals and metalloids in soil environments. Current Pollution Reports, 2, 15-27.

Electric Power Research Institute y Southern Company Generation. 2007. In Situ Chemical Fixation of Arsenic-Contaminated Soil: Literature Review and Laboratory Treatability Study. EPRI, Palo Alto, CA and Southern Company Generation, Birmingham, AL: 2007. 1014056.

Gómez-Puentes, F. J., Reyes-López, J. A. y Amado-Moreno, M. G. 2020. Fraccionamiento de metales pesados en un suelo contaminado del Valle de Mexicali. Revista Tecnología en Marcha, 33(4), 103-113.

Guo, G., Zhou, Q. y Ma, L. Q. 2006. Availability and assessment of fixing additives for the in-situ remediation of heavy metal contaminated soils: a review. Environmental monitoring and assessment, 116, 513-528.

Hu, L. F., Feng, H. J., Wu, Y. Y., Long, Y. Y., Wang, J. y Shen, D. S. 2010. A comparative study on stabilization of available As in highly contaminated hazardous solid waste. Journal of hazardous materials, 174(1-3), 194-201.

Miretzky, P. y Cirelli, A. F. 2010. Remediation of arsenic-contaminated soils by iron amendments: a review. Critical Reviews in Environmental Science and Technology, 40(2), 93-115.

Reyes, Y., Vergara, I., Torres, O., Lagos, M. D. y Jimenez, E. E. G. 2016. Contaminación por metales pesados: Implicaciones en salud, ambiente y seguridad alimentaria. Ingeniería Investigación y Desarrollo: I2+ D, 16(2), 66-77.

Xie, Z. M. y Naidu, R. 2006. Factors influencing bioavailability of arsenic to crops (Doctoral dissertation, CSIRO Publishing).

Yang, L., Donahoe, R. J. y Redwine, J. C. 2007. In situ chemical fixation of arsenic-contaminated soils: An experimental study. Science of the Total environment, 387(1-3), 28-41.

Zhang, H. y Selim, H. M. (2008). Reaction and transport of arsenic in soils: equilibrium and kinetic modeling. Advances in Agronomy, 98, 45-115.

Restauración Geomorfológica de WRF en una antigua mina en los Andes del Perú / Geomorphological restoration of WRF in an old mine in the Andes of Peru

Alfredo Gallardo[1], Juan del Río[2], Humberto Nuñez[3]

[1]Amphos 21 Consulting Peru SAC, Jr. Paseo del Bosque 500, of. 201, Lima, Perú, alfredo.gallardo@amphos21.com

Resumen

Los proyectos de cierre de escombreras de roca estéril (WRF) en Perú, se basan significativamente en criterios físicos y químicos, que priorizan la estabilidad del componente, dejando de lado otros aspectos importantes como la adaptación biológica, vegetativa y paisajística.

Desde 2021, la compañía minera propietaria de la antigua mina de azogue Santa Bárbara, ubicada en el departamento de Huancavelica (Perú), encargó a Amphos 21 la realización de estudios básicos y de ingeniería para el diseño de un proyecto de cierre de tres vertederos de roca estéril y un tajo abierto. Así, se propuso la unificación de estos depósitos bajo un nuevo enfoque de restauración geomorfológica, lo que permitió un cambio completo del enfoque regulatorio de cierre a uno más compatible con el entorno natural.

La característica más destacada de este proyecto pionero e innovador, es que prescinden de la utilización de canales de hormigón para la gestión de las aguas superficiales; se diseñó una capa de cobertura orgánica del suelo que varía en espesor según las pendientes generadas, acompañada de especies autóctonas de los Andes. Esto se traducirá en menores costos de mantenimiento posteriores al cierre y menores riesgos socioambientales asociados a este tipo de componentes.

La construcción de este proyecto demostró que aún tenemos muchos retos en Perú para introducir modelos innovadores y nuevos criterios para abordar el cierre de pasivos ambientales mineros y operaciones existentes. La implementación exitosa de este proyecto está alimentando una nueva forma de abordar el cierre desde la perspectiva de la sostenibilidad, garantizando que la calidad de los diseños y su ejecución sean duraderos, sostenibles y perfectamente integrados en el entorno ambiental y social. En este caso, la articulación con el proyecto turístico de Buenaventura y el gobierno regional hacen de esta restauración geomorfológica un punto importante en la estrategia de cierre de la empresa.

Abstract

Projects to close waste rock facilities (WRF) in Peru are based largely on physical and chemical criteria, which prioritize the stability of the component, leaving aside other important aspects such as biological, vegetative, and landscape adaptation.

Since 2021, the mining company that owners the former Santa Bárbara mercury mine located in the department of Huancavelica (Peru), has commissioned Amphos 21 to carry out basic and engineering studies for the design of a project to close three waste rock dumps and an open pit. Thus, the unification of these deposits was proposed under a new geomorphological restoration approach, which allowed for a complete change in the regulatory approach to closure to one more compatible with the natural environment.

The most notable feature of this pioneering and innovative project is that it dispenses with the use of concrete channels for surface water management. Instead, an organic soil cover layer was designed, varying in thickness according to the slopes generated, accompanied by native Andean species. This will result in lower post-closure maintenance costs and lower socio-environmental risks associated with this type of component.

The construction of this project demonstrated that we still have many challenges in Peru to introduce innovative models and new criteria for addressing the closure of mining environmental liabilities and existing operations. The successful implementation of this project is fueling a new way of approaching closure from a sustainability perspective, ensuring that the quality of the designs and their execution are durable, sustainable, and perfectly integrated into the environmental and social context. In this case, the coordination with the Buenaventura tourism project and the regional government makes this geomorphological restoration an important part of the company's closure strategy.

Introducción

La antigua mina de azogue de Santa Bárbara ubicada en el Departamento de Huancavelica en la sierra central peruana fue una de las primeras minas de mercurio explotadas por los conquistadores españoles a su llegada a América.

Figura 1: Ubicación de las primeras minas españolas en América

Santa Bárbara ocupa un lugar destacado en la historia de la minería como una de las primeras minas españolas en América, con operaciones que comenzaron poco después de la llegada de los conquistadores en el siglo XVI (1532). A lo largo de los siglos, Santa Bárbara ha desempeñado un papel fundamental en la historia de Huancavelica y de la minería peruana, destacando como la única mina de mercurio del Perú durante el periodo del virreinato. Tuvo gran importancia durante la colonia, ya que sirvió para el amalgamiento de la plata y el oro de las minas de Potosí en la actual Bolivia y de Hualgayoc y Cerro de Pasco en Perú.

Santa Bárbara operó hasta finales del siglo XVIII, luego de un derrumbe que mató a centenares de incas esclavos. A mediados de los años 60, una empresa minera peruana inició trabajos a cielo abierto para la explotación de cobre, operaciones que finalizaron el año 1982, cuando es abandonada y desde el año 1998 reconocida como pasivo ambiental minero.

Muchas de las minas abandonadas hasta el siglo pasado, son ahora reconocidas como pasivos ambientales mineros (PAM) En el Perú se han inventariado más de 6,000 PAM, principalmente en la sierra del país.

Estos pasivos se convirtieron en secuelas de un pasado invasivo, de una minería irresponsable y depredadora, que contaminó ríos, lagos, lagunas, aire y suelos, pero sobre todo a las personas, a sus conciencias y percepciones, que fracturaron la identidad de muchas comunidades que tuvieron que convivir con la contaminación, el abuso y luego el olvido.

Fotografía 1: Vistas de pasivos ambientales mineros en el Perú, afectando aguas, aire, suelos y personas.

En la década de los 90, empezó a evolucionar la normativa ambiental peruana, en especial la minera. Para el 2003, se aprueba la Ley de Cierre de Minas (N° 28090) y su reglamento y el 2005, el decreto supremo que aprueba el reglamento de Cierre de Pasivos Ambientales Mineros (DSN°059-2005-EM) Cabe destacar que entre el 2021 y 2025, se realizaron modificaciones a la ley, buscando mayor desarrollo de ingenierías, costos y garantías financieras, sin embargo, a pesar de la evolución del concepto de la sostenibilidad y de la publicación de guías internacionales como el ICMM, no se introdujeron en la Ley, aspectos de sostenibilidad.

Desde entonces, se han venido gestionando proyectos de cierre de minas y de pasivos ambientales mineros, todos ellos con características muy parecidas en cuando a diseño y objetivos, sin embargo, a la fecha no se puede hallar un solo caso de cierre que podamos denominar como “exitoso”, todos permanecen bajo la tutela del titular o responsable de su cierre, gastando cada año en costos de mantenimiento de las áreas cerradas y tratamiento de aguas principalmente.

Las normas que regulan el cierre de minas en Perú fueron acompañadas por guías de cierre, documentos que sirven como referencia y proporcionan directrices y sugerencias mínimas propuestas por el Estado.

Estos documentos son ampliamente utilizados por las empresas mineras y, en particular, por empresas consultoras y de ingeniería responsables del diseño y elaboración de los planes de cierre de minas.

Esta norma tiende a ser estática y poco flexible, priorizando en el desarrollo de ingenierías de componentes por encima de estudios específicos y concretos para cada emplazamiento.

Las consultoras suelen tratar las normas y guías como requisitos de cumplimiento estricto, adhiriéndose a ellas al pie de la letra. Este enfoque pasa por alto numerosas variables y aspectos naturales que no se evalúan ni se incorporan adecuadamente en los diseños de rehabilitación y cierre.

Durante las últimas dos décadas, la industria ha operado en gran medida dentro del marco de estas directrices y los parámetros predefinidos para la forma y estructura de los componentes, como de los WRFs. La mayoría de estas instalaciones han sido remediadas bajo los siguientes criterios:

- Controles físicos (cercos y mallas perimétricas)
- Tendido de taludes y movimiento de tierras para estabilidad física
- Canales de concreto (manejo de aguas)
- Pozas de captación (bombeo y tratamiento de agua)
- Coberturas con materiales impermeabilizantes (geosintéticos y arcillas)
- Obras con hormigón
- Remoción parcial o total del componente

Fotografía 2: Vistas de un cierre típico de WRFs, donde se aprecian las vallas de seguridad, canales de concreto y el uso de geosintéticos.

Antecedentes

Debido a su importancia histórica y cultural, la antigua mina Santa Bárbara fue designada Patrimonio Cultural de la Nación por el Instituto Peruano de Cultura en 2010.

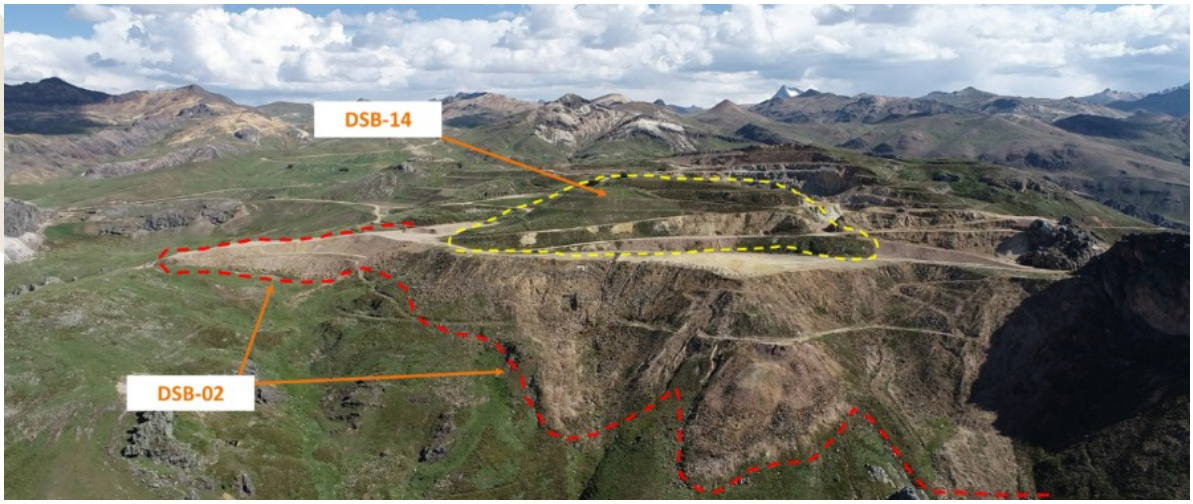
En 2017 Santa Bárbara ha sido presentada en la lista de la UNESCO como Patrimonio de la Humanidad y en 2019.

Desde el 2009 se ha llevado a cabo trabajos y actividades de cierre de componentes en el emplazamiento, previa aprobación del plan de cierre de pasivos ambientales mineros, por la Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros del Ministerio de Energía y Minas, instrumento de gestión ambiental, a través del cual se aprobaron los criterios de cierre específicos de los componentes involucrados.

Entre las actividades de cierre, se encuentran más de 80 componentes entre bocaminas, WRFs, tajo abierto, infraestructura civil, etc. El 2015 se realizaron los trabajos de cierre (cobertura) del WRF 14.

Descripción y objetivos

En 2021 se encargó a Amphos 21 la realización de estudios básicos y de ingeniería para el diseño del proyecto de cierre que contempló tres WRFs (DSB-02A, DSB-02B, DSB-14) y un tajo abierto.



Fotografía 3: Distribución de DSB-02 y DSB-14

El diseño y enfoque de cierre que debía darse, partieron por entender las condiciones del sitio (abandonado hace casi 40 años), la estabilización natural de los componentes (físicas y geoquímicas) y el planteamiento de nuevos criterios de cierre orientados principalmente a:

- Sostenibilidad
- Rehabilitación ecosistémica
- Integración con las actividades económicas y culturales de la comunidad
- Reducción de costos de mantenimiento post cierre

Por ello, se propuso un novedoso enfoque de restauración geomorfológica, unificando estos depósitos y pasando a un criterio de cierre armonioso, dinámico y adaptativo al entorno natural.

Los nuevos criterios de diseño para la rehabilitación geomorfológica de estos WRFs fueron los siguientes:

- Restaurar la funcionalidad de la red hidrológica y promover la biodiversidad mediante la recuperación del régimen hidrológico natural.
- Evitar el uso de terrazas o taludes.
- Diseñar una red de drenaje con criterios hidrológicos (incorporando los eventos de tormentas máximas y el cambio climático).
- Utilizar el área natural circundante como referencia.
- Generar pendientes cóncavas o convexas-cóncavas (Figura 2).
- Evitar el uso de elementos antrópicos o artificiales como tuberías, zanjas o canales de hormigón, etc.

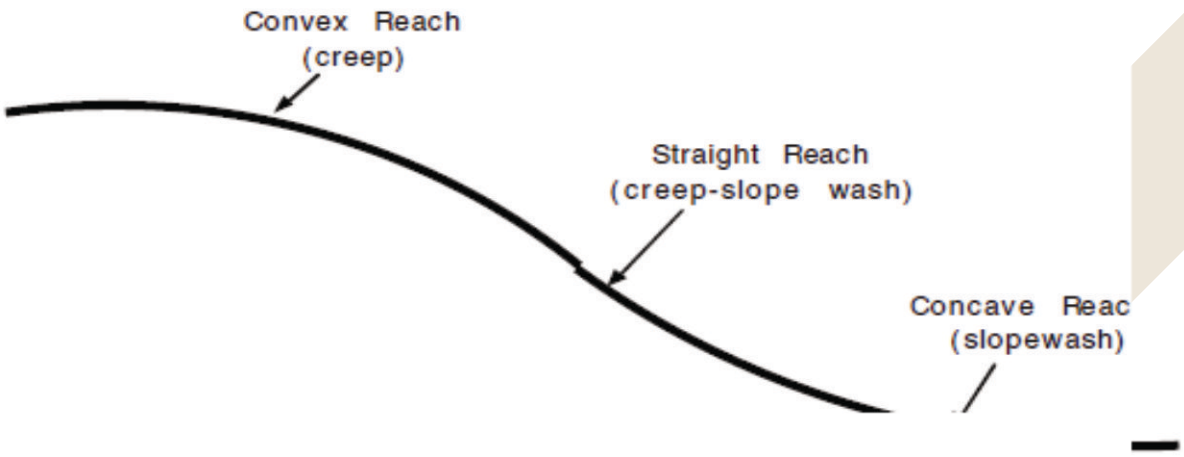


Figura 2: Criterios de diseño (convexo y concavo)

La característica destacada de este proyecto pionero es la eliminación de los canales de hormigón para la gestión de las aguas superficiales. En su lugar, se diseñó una capa de cobertura de suelo orgánico, con espesores variables adaptados a las distintas pendientes del terreno. Esta solución se complementa con el uso de especies autóctonas altoandinas (stipa ichu), que mejoran la integración ecológica del emplazamiento.

Este enfoque no sólo reduce los costes de mantenimiento tras el cierre, sino que también minimiza los riesgos socioambientales típicamente asociados a las infraestructuras de los componentes (WRF).

Al dar prioridad a las soluciones naturales, el proyecto demuestra un compromiso tanto con la sostenibilidad como con la armonía medioambiental, estableciendo un nuevo punto de referencia para las prácticas de cierre de minas.

Diseño e ingeniería

La WRF DSB-14 fue cerrada en 2015, según los criterios de cierre normativos mencionados al inicio. Sin embargo, los trabajos de campo realizados en 2021 presentaron los siguientes problemas:

- Erosión del suelo
- Escaso crecimiento vegetal
- Obstrucción de los canales de hormigón
- Descarga de agua sobre la carretera existente
- Arrastre de sedimentos en suelos naturales
- Costes permanentes de mantenimiento y control
- Supervisión constante y no conformidades emitidas por la Oficina de Evaluación y Control Ambiental (OEFA) del Perú

Por ello, se decidió incorporar este componente como parte de la rehabilitación geomorfológica, con el objetivo de proponer una solución integral para la rehabilitación. Esta decisión se tomó tras reconocer que los criterios de diseño anteriores habían demostrado ser ineficaces para lograr la estabilidad a largo plazo y la integración con el entorno socioambiental.

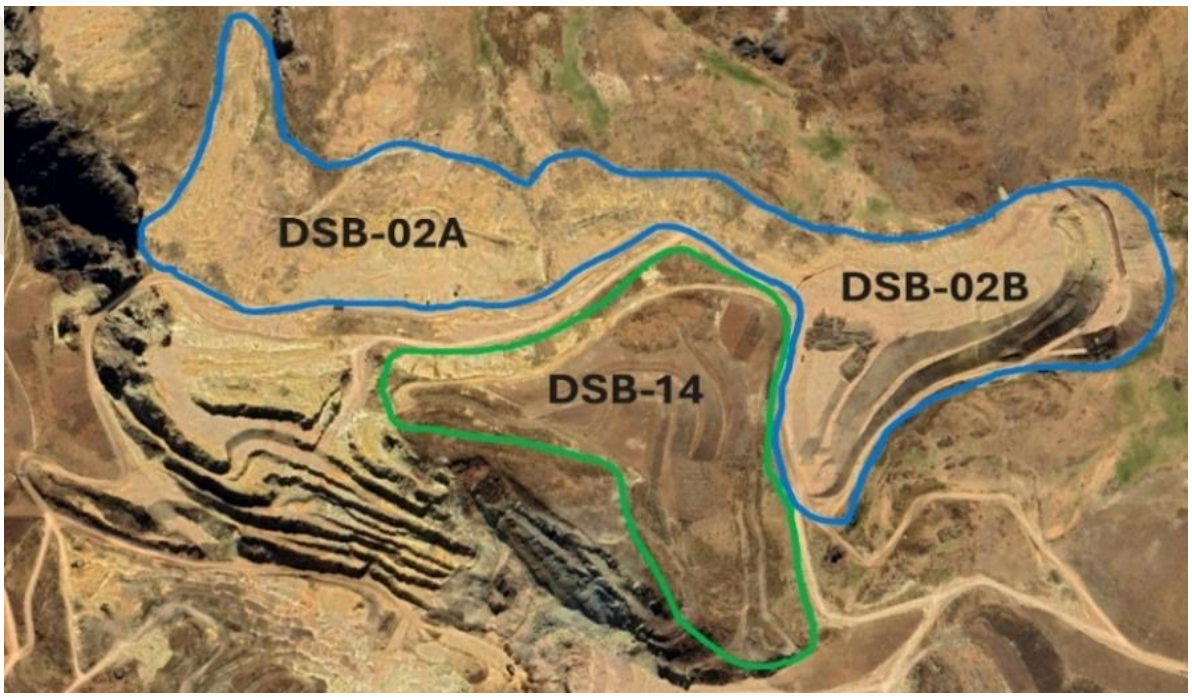


Imagen 1: Sectorización de los depósitos de roca estéril (WRF) DSB-02A, DSB-02B y DSB-14

El WRF DSB-02 se dividió en dos sectores: DSB-02A y DSB-02B (Figura 3). El sector A correspondía al vertedero situado en terreno natural sin control regular de la pendiente ni conformación adecuada, lo que daba lugar a una estructura irregular e inestable. Por el contrario, el sector B mantenía una configuración de vertedero de roca estéril bien organizado y gestionado, con una configuración más controlada y estable. Esta división permitió adoptar un enfoque de rehabilitación personalizado, abordando los retos específicos de cada sector y garantizando al mismo tiempo un diseño de cierre coherente y sostenible.

Metodología

Entre el 2021 y 2024, se desarrollaron estudios básicos para la ingeniería de cierre de estos componentes, entre los que destacan:

- Geotécnico
- Hidrogeología conceptual
- Hidrología conceptual
- Geoquímica
- Geofísica
- Fondo químico natural
- Permisos ambientales
- Gestión social con las comunidades
- Arqueología
- Edafología, entre otros

Destacando el estudio geoquímico exhaustivo de todo el emplazamiento minero de Santa Bárbara, incluidas las dos instalaciones de roca estéril (DSB-02 y DSB-14). Los resultados revelaron que no se espera que el material rocoso contenido en estas instalaciones genere drenaje ácido de rocas (ARD), lo que concuerda con el emplazamiento, ya que durante más de 40 años de abandono de la mina nunca se produjo drenaje ácido. Esta condición simplifica significativamente el reto de la rehabilitación, ya que el enfoque pasa de diseñar un complejo sistema de cobertura a restaurar la funcionalidad hídrica y paisajística del entorno.

Sin embargo, las herramientas disponibles en el mercado para modelar y diseñar una alternativa de este tipo son limitadas, a menudo vinculadas a patentes y licencias de proveedores específicos. Ante esta limitación, la dirección del proyecto de Amphos 21 decidió adoptar un enfoque innovador y realizar el modelado del diseño utilizando exclusivamente Civil 3D (Autodesk), aprovechando la experiencia de los ingenieros civiles peruanos. Esta decisión no solo demuestra la capacidad de adaptación, sino que también pone de relieve el compromiso con el desarrollo de soluciones locales para el cierre sostenible de minas.

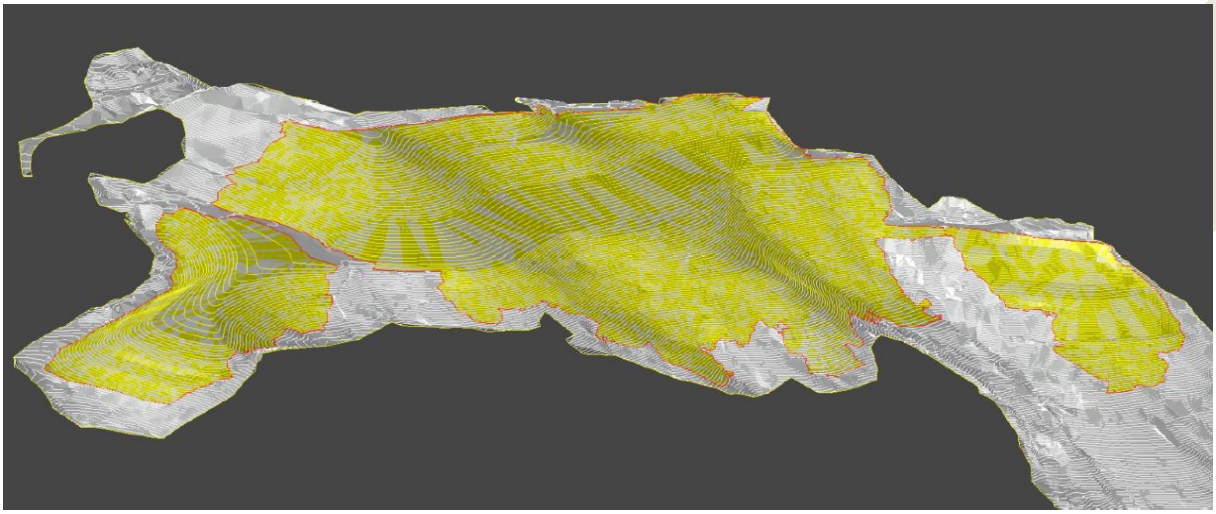


Imagen 2: Primer diseño de la geoforma en Civil 3D

La integración de estas instalaciones de residuos rocosos (WRF) requirió la eliminación de la carretera de acceso que anteriormente dividía los dos componentes. Esta carretera se identificó como un factor clave que contribuía a la erosión y al arrastre de sedimentos, lo que agravaba los problemas medioambientales del emplazamiento. Su eliminación fue un paso fundamental para garantizar la estabilidad a largo plazo y la integración ecológica de la zona.

Fotografía 4: Vista frontal de los WRFs DSB-02A, DSB-02B y DSB-14

Entre 2023 y 2024, se llevaron a cabo extensos trabajos de ingeniería y movimiento de tierras bajo la supervisión de Amphos 21. Se movieron aproximadamente 314 000 m^3 de material de desecho, equilibrando las operaciones de corte y relleno (Tabla 1). El proceso dio lugar a un excedente de 18 700 m^3, que se reutilizó como material de relleno en el tajo abierto. Este enfoque permitió optimizar el uso de los materiales disponibles.

Tabla 1: Movimiento de tierras para la conformación geomorfológica (Buenaventura. Dic. 2024).

Movimiento de Tierras	Año 2023 m^3	Año 2024 m^3	Total m^3
Corte	43 982.28	122 518.14	166 500.42
Relleno	25 271.61	122 530.95	147 802.56
Total	69 253.89	245 049.09	**314 302.98**

A finales de diciembre de 2024, todas las actividades de movimiento de tierras, incluyendo el corte, el relleno y la modelación de la superficie, se completaron con éxito. Estas tareas se llevaron a cabo con maquinaria pesada contratada, como motoniveladoras, tractores, rodillos, excavadoras y camiones volquetes.

Conformación de cobertura

La tarea pendiente para 2025 consiste en la conformación final de la capa de tierra vegetal y el establecimiento de vegetación herbácea autóctona. Este paso marcará la culminación de los esfuerzos de rehabilitación geomorfológica, garantizando la integración perfecta del emplazamiento con el entorno natural.

Fotografía 5: Vista acabada de los WRFs (DSB-02B y DSB-14)

A diciembre de 2025, se espera que el proyecto esté completamente terminado con la conformación de la cobertura y la revegetación con especies autóctonas. Para garantizar el éxito de esta fase, Amphos 21 llevó a cabo un estudio exhaustivo de caracterización de los suelos circundantes. El objetivo de este estudio era identificar y comprender los factores limitantes de los suelos, teniendo en cuenta las difíciles condiciones ambientales de la zona (4200 metros sobre el nivel del mar)

El estudio tenía dos objetivos: primero, determinar las características y propiedades de los suelos destinados a ser utilizados como material de cobertura y, segundo, evaluar las limitaciones de estos suelos desde el punto de vista geoquímico y de productividad.

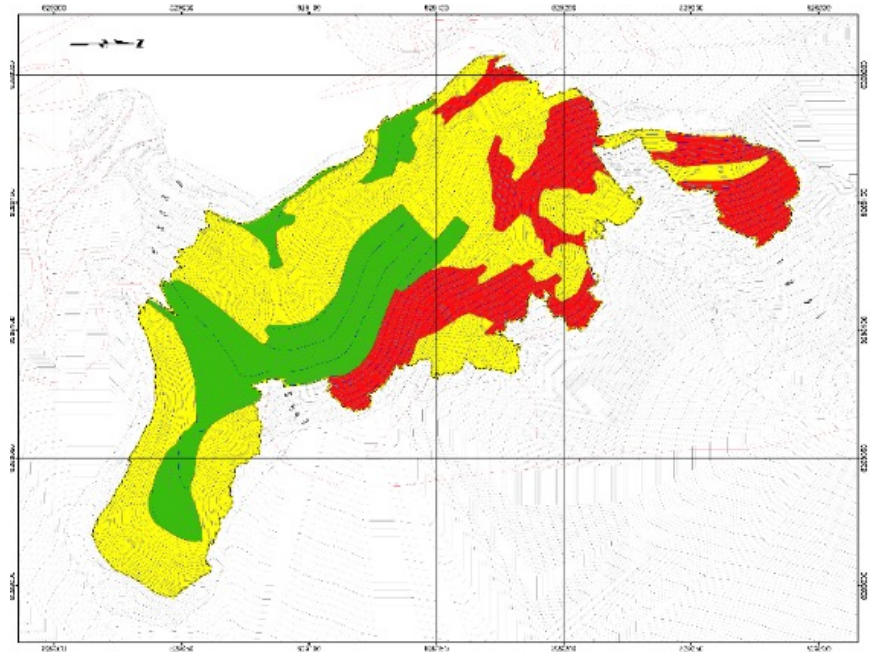
Desde el punto de vista geoquímico, el estudio evaluó la capacidad de los suelos para controlar los materiales subyacentes, mientras que, desde la perspectiva de la productividad, se centró en su idoneidad para favorecer el crecimiento de la vegetación.

Estos conocimientos son fundamentales para garantizar que la capa superior del suelo no solo estabilice el emplazamiento, sino que también favorezca el establecimiento satisfactorio de la vegetación autóctona, contribuyendo a la restauración ecológica a largo plazo.

Para lograrlo, se evaluaron 17 puntos cercanos en la zona de Santa Bárbara. Los resultados de estas evaluaciones proporcionaron datos fundamentales para establecer el diseño final de la composición de la cubierta de suelo, adaptado a los requisitos específicos de las diferentes zonas en función de las pendientes y la elevación de los emplazamientos.

Según el diseño final (Figura 3), se necesitarán un total de 16 320 m^3 de tierra vegetal para completar el proyecto.

Está previsto que el proyecto se reanude en julio de 2025, con el objetivo de completar el proceso de revegetación con Stipa ichu entre noviembre y diciembre. Este calendario garantiza que la vegetación estará bien establecida antes del inicio de la temporada de lluvias en la zona.



Coverage			
Class	Height (m)	Area (m^2)	V
Class 1 - 4 S < 25%	0.15	42,450	
Class 5 S < 25% - 55%	0.70	105,570	
Class 6 S > 55%	0.20 a 0.50	50,870	

Figura 3: Diseño final de coberturas y distribución de suelos

Conclusiones

El caso de Santa Bárbara (2021) demostró que un enfoque geomorfológico (soluciones basadas en naturaleza), pueden ayudar a reducir costos y riesgos socioambientales. Sin embargo, urge reformar la normativa para priorizar sostenibilidad real, no solo cumplimiento regulatorio. El verdadero cierre exitoso debe medirse por la restauración del territorio y la integración con las comunidades.

La rehabilitación geomorfológica representa un enfoque innovador y centrado en la sostenibilidad que elimina la necesidad de estructuras tradicionales de hormigón y estanques de gestión del agua, que se utilizan habitualmente en el control posterior al cierre. Este método innovador no solo reduce los costes de mantenimiento a largo plazo, sino que también promueve una integración más armoniosa con el entorno natural.

La implementación de este proyecto en la minería peruana marca un hito significativo en el diseño y la planificación del cierre de las instalaciones de residuos rocosos (WRF).

Tras muchos años de actividades de remediación y cierre en Perú, aún no se ha producido ningún caso de cierre de WRF totalmente satisfactorio. Este proyecto tiene como objetivo establecer un nuevo estándar para las prácticas de cierre de minas sostenibles y eficaces.

Agradecimientos

Los autores agradecen a los directivos de la empresa minera titular y los colaboradores de Amphos 21 Perú que hicieron posible este proyecto.

Referencias

Diario Oficial El Peruano (2017) Aprobación de las Normas de Calidad Ambiental (NCA) para el suelo

FAO (2009) Guía para la descripción de los suelos. Cuarta edición. Roma

Instituto Nacional de Cultura del Perú (2005) Declara las instalaciones mineras de Santa Bárbara Patrimonio Cultural Nacional.

Ministerio de Energía y Minas del Perú (2009) Aprobó el Plan de Cierre de Pasivos Ambientales Mineros de la unidad minera «Santa Bárbara».

Plan de cierre de pasivos ambientales mineros de la antigua unidad minera Santa Bárbara (2009).

Aplicación de la termografía infrarroja como criterio de regulación climática de sitios mineros en proceso de restauración ambiental

Autores:
Jesús Israel Téllez Hernández
Entidad de adscripción: SOLARES S.A. de C.V.,
Rubicelia García Garnica
Entidad de adscripción: Universidad Autónoma de San Luis Potosí, Facultad de Ingeniería, Área de Metalurgia y Materiales.
Samuel Eleazar Kolosovas Machuca, Universidad Autónoma de San Luis Potosí, Facultad de Ciencias, SNI nivel II, Área de Ciencia e Ingeniería de materiales.

Correo electrónico: jisrael.thdz@gmail.com

Resumen

La termografía infrarroja es una técnica que nos permite conocer la condición térmica de un objeto o superficie y puede ser utilizada como una herramienta útil en la medición de parámetros climáticos en la vegetación. Se puede emplear para comparar la temperatura de la vegetación en un área natural sin disturbio contra la temperatura que presenta la vegetación en zonas en proceso de reforestación y la temperatura de una superficie que ha sido desmontada o sufrido disturbio.

La importancia de conocer la temperatura de las diferentes áreas de este estudio es la de realizar una valoración cuantitativa de la capacidad de la cobertura vegetal para regular la temperatura ambiental, el cual es uno de los servicios ambientales más importantes que la vegetación provee al medio ambiente y que es de gran relevancia en los tiempos actuales donde el incremento en la temperatura del planeta va en continuo ascenso.

Dentro de los requisitos para la obtención de los permisos de operación de la industria minera, se encuentra de forma obligatoria la presentación de un plan de cierre de mina. Sin embargo, no existen criterios claros por parte de la autoridad ambiental para determinar el éxito de la implementación de un plan de cierre ambiental.

El restablecimiento de los servicios ambientales originales de un ecosistema alterado por la actividad minera debería ser parte de los criterios obligatorios requeridos por la autoridad ambiental para aprobar la conclusión y liberación de un sitio restaurado. Entre los servicios ambientales de los ecosistemas que deberían considerarse se pueden mencionar la generación de oxígeno, la captura de CO_2, la filtración de agua, la producción de alimento y hábitat para fauna local, la conservación del suelo y por supuesto la regulación del clima.

En el presente trabajo se demuestra cuantitativamente que la recuperación de la regulación climática es un proceso que se puede dar gradualmente en el lapso de pocos años desde una condición de alteración climática alta como es el caso de una tepetatera, pasando por las áreas en proceso de revegetación hasta poder alcanzar la temperatura de un sitio natural inalterado de la zona estudiada.

Abstract

Infrared thermography is a technique that allow us to know the thermal condition of an object or surface and can be used as a helpful tool in the measurement of climatic parameters in vegetation. It can be used to compare vegetation temperature on an undisturbed natural area against the temperature showed in vegetation areas under a revegetation process and compared against the temperature on a surface that has been deforested or that has suffered a disturbance.

The importance to know the temperature of the different areas of study is to perform a quantitative assessment of the vegetation coverage ability to control environmental temperature, which is one of the most important environmental services that vegetation provides to environment and is of great

importance in current times where global warming is in continuous increase.

As part of the requirements to obtain operation permits in mining industry, it is mandatory to submit a closure plan for the mine site. However, there is not clear criteria by the environmental authority to determine the success of the implementation of an environmental closure plan.

The recover of the original environmental services of an altered ecosystem by mining activity should be part of the mandatory criteria required by the environmental authority to approve the finalization and liberation of a rehabilitated site. Among the ecosystem environmental services that should be considered, it can be mentioned oxygen production, CO_2 sequestration, water infiltration, habitat and food production to local fauna, soil conservation and of course, climate control.

This paper quantitatively demonstrates that the recovery of climate regulation is a process that can occur gradually over the course of a few years, from a highly altered climate condition, such as that of a waste dump, through areas undergoing revegetation to finally reach the normal temperature condition occurring in an unaltered natural area in the studied site.

I. Introducción

La minería es una actividad extractiva que inevitablemente genera impactos en el ambiente, siendo uno de los más importantes la perdida de cobertura vegetal, especialmente en proyectos de minería a cielo abierto. La instalación de patios de lixiviación, presas de jales, plantas de procesamiento, talleres, almacenes, depósitos de tepetate y apertura de bancos de material son las infraestructuras mineras que típicamente requieren el desmonte de superficies importantes de vegetación.

Después del periodo de vida útil de la mina, se debe proceder al cierre de esta, y uno de los componentes más relevantes de esa etapa es la remediación ambiental. Al cierre de la mina, el objetivo es recomponer el paisaje afectado, neutralizar, retirar o controlar los residuos y evitar el daño de agua, aire y suelo por los residuos de la mina. La reforestación es un conjunto de actividades que comprende la planeación, la operación, el control y la supervisión de los procesos de plantación de árboles. Su enfoque se refleja en el resultado, el cual puede verse de 3-5 años después del proceso. La reforestación es una cadena que incluye desde la siembra, hasta la plantación del árbol y su cuidado.

Los ecosistemas forestales tienen la capacidad de disminuir el efecto invernadero, absorbiendo el dióxido de carbono (CO_2), en este proceso, los árboles producen oxígeno, purifican el aire, forman suelos fértiles, evitan la erosión, mantienen el agua limpia, sirven como refugio para la fauna, reducen la temperatura del suelo y mejoran el paisaje.

La termografía infrarroja es la técnica de producir una imagen visible de luz infrarroja invisible (para el ojo humano), emitida por objetos de acuerdo con su condición térmica. Las cámaras miden la temperatura de cualquier objeto o superficie y producen una imagen con colores que interpretan el diseño térmico con facilidad. Una imagen producida por una cámara infrarroja es llamada termografía o termograma1. La técnica permite medir las variaciones térmicas de la vegetación y el suelo del medio ambiente.

II. Metodología

Se utilizó una cámara termográfica FLIR ONE (gen 3), con una resolución de 640 x 480, emisividad de 0.95, a una temperatura atmosférica de 20°C. Las imágenes termográficas fueron examinadas por medio del programa FLIR Tools.

Figura 1.- Cámara termográfica FLIR ONE (gen 3)

Se realizó una selección de sitios de estudio a lo largo de una superficie de 100 hectáreas de un sitio minero en proceso de reforestación. La superficie de las 100 hectáreas comprende una tepetatera (residuos de material rocoso no económico) con área en di-

ferentes grados de avance del proceso de reforestación y por ende de cobertura vegetal, así como algunas áreas que cuentan con escasa cobertura vegetal o nula cobertura vegetal. En los alrededores de la superficie de estudio se encuentran áreas naturales que mantienen la cobertura vegetal original o que no ha sido alterada.

Se seleccionaron zonas de estudio con tres tipos de áreas de trabajo: 1) área natural inalterada o sin disturbio, 2) área en proceso de reforestación y 3) áreas con un alto grado de disturbio.

Las tomas de las imágenes con la cámara infrarroja se realizaron con una diferencia de entre 5 a 7 minutos en las diferentes áreas seleccionadas en un intervalo de tiempo alrededor del mediodía para evitar un sesgo en la toma de la temperatura y poder comparar las temperaturas entre zonas de estudio en caso de ser necesario.

III. Resultados.

Zona 4 - Dividida en 3 Secciones

En la parte superior izquierda se localiza la sección de terreno natural, en la parte media se localiza la sección reforestada y debajo de esta sección, en la parte inferior derecha se localiza una sección de camino auxiliar sobre la tepetatera que se utilizaba para efectuar los trabajos de reforestación y el cual se canceló al finalizar esta actividad.

Figura 2.- Zona 4 del estudio dividida en área natural (arriba), área reforestada (medio) y área de camino auxiliar (abajo)

En la figura 3 se puede apreciar la diferencia de temperatura por el cambio de coloración, de tonos oscuros (morado) con algunas zonas de alta temperatura, a tonos brillantes (amarillo o naranja) con pocas zonas de baja temperatura. Esto se observa más claramente en la gráfica, donde se comparan las diferencias de temperatura entre secciones, siendo de no más de 1°C entre las secciones natural y reforestada, y una diferencia de alrededor de 5°C entre la natural y reforestada y el camino.

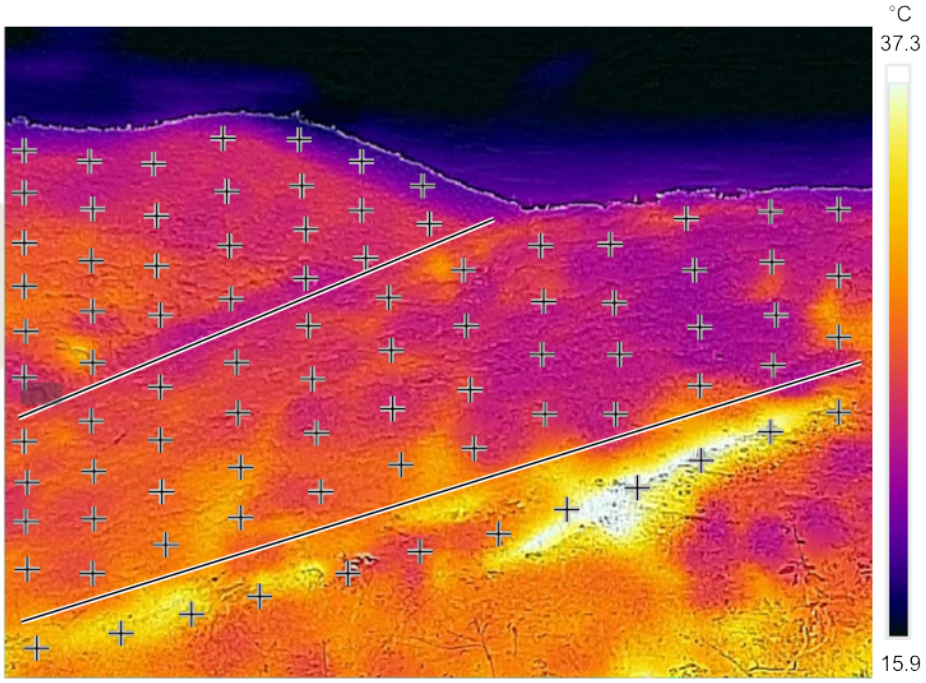


Figura 3.- Imagen termográfica de la zona 4 del estudio dividida en área natural (arriba), área reforestada (medio) y área de camino auxiliar (abajo)

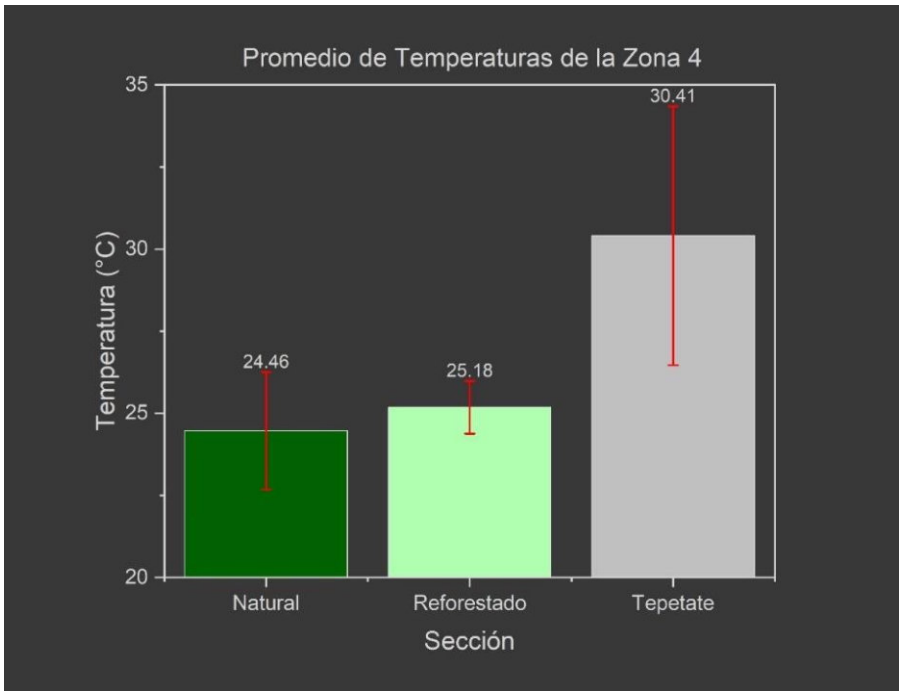


Figura 4.- Gráfica de promedio de temperaturas de las secciones de la zona 4

En la figura 4 se puede observar el promedio de temperaturas de las 3 secciones (con su respectiva desviación estándar): 24.46°C para la sección natural, 25.18°C para la sección reforestada y 30.41 para la sección de camino indicada como tepetate en la gráfica.

Zona de Zanjas - Dividido en 3 secciones

En esta área se observan otras 3 secciones, en la parte superior izquierda la sección natural, en la parte media a la derecha la sección en proceso de reforestación,

y en la parte inferior izquierda la sección de tepetate en donde se realizaron zanjas en el camino auxiliar utilizado durante el proceso de reforestación.

Figura 5.- Zona de zanjas del estudio dividida en área natural (arriba), área reforestada (medio) y área de camino auxiliar (abajo)

En la figura 6 se observa la delimitación de las secciones, en ella se puede apreciar la diferencia en la coloración de estas, indicando así la diferencia de temperatura que hay entre ellas, siendo la sección con mayor temperatura la del camino auxiliar cancelado donde se puede observar la superficie de tepetate

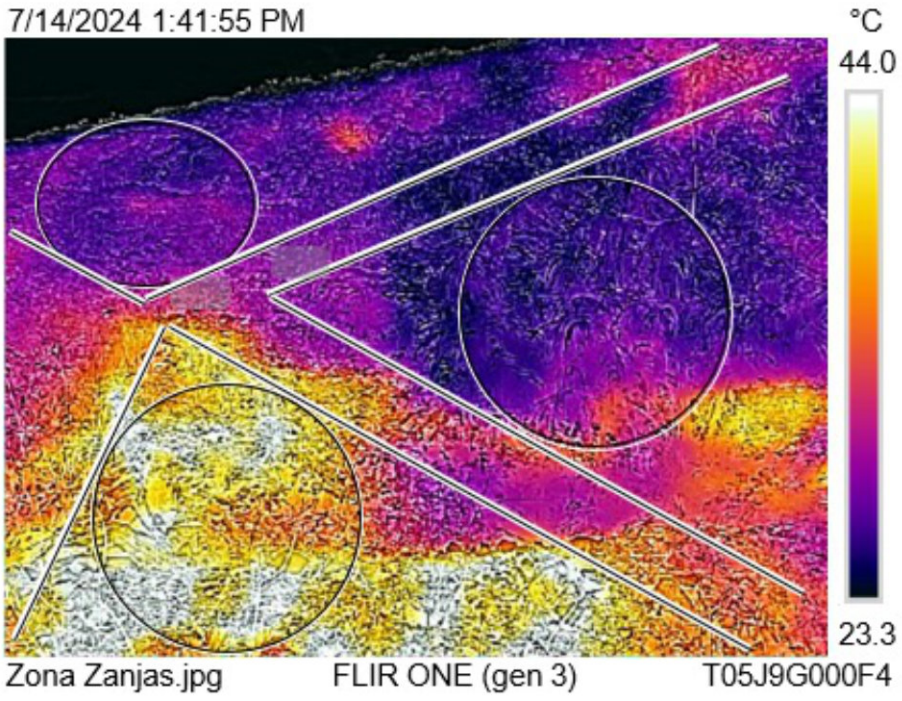


Figura 6.- Imagen termográfica de la zona de zanjas del estudio dividida en área natural (arriba), área reforestada (medio) y área de camino auxiliar (abajo)

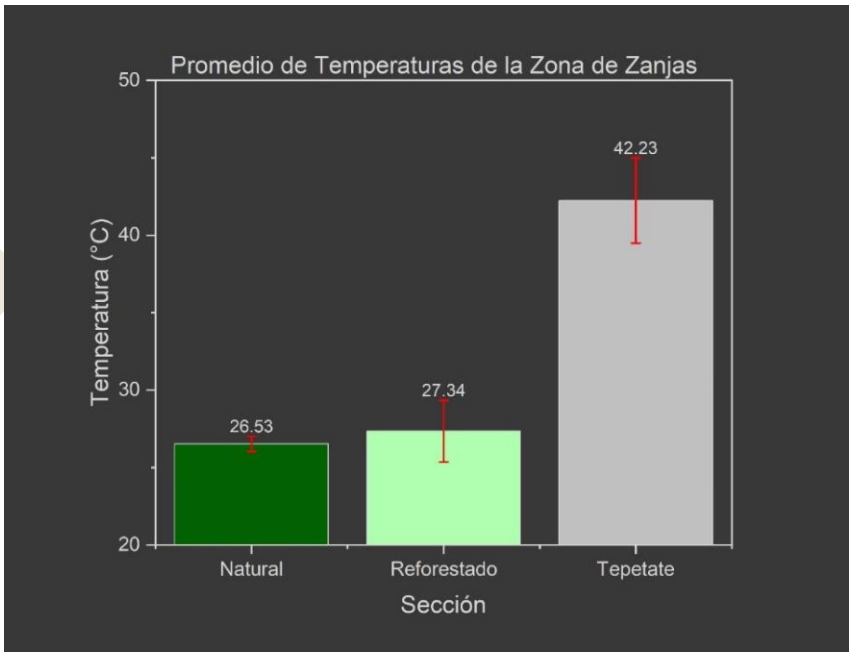


Figura 7.- Gráfica de promedio de temperaturas de las secciones de la zona de zanjas

En la figura 7 se observa la gráfica de las temperaturas promedio con su desviación estándar: 26.53°C para la sección natural, de 27.34°C para la sección reforestada, y de 42.23 para la sección de tepetate. En esta zona se puede observar una diferencia de alrededor de 15°C entre las secciones con vegetación y la del camino auxiliar donde se aprecia la superficie de tepetate.

Zona Camino a UG Sur - Dividido en 3 secciones

En esta imagen se observan 2 secciones principales, la sección natural a la izquierda y la sección de tepetate a la derecha. En la parte superior de la sección de tepetate hay un crecimiento de vegetación natural que ya ha empezado a cubrir el talud sin aún haber empezado el proceso de reforestación. Creando una subsección, y dando una temperatura similar a la de una zona de reforestación.

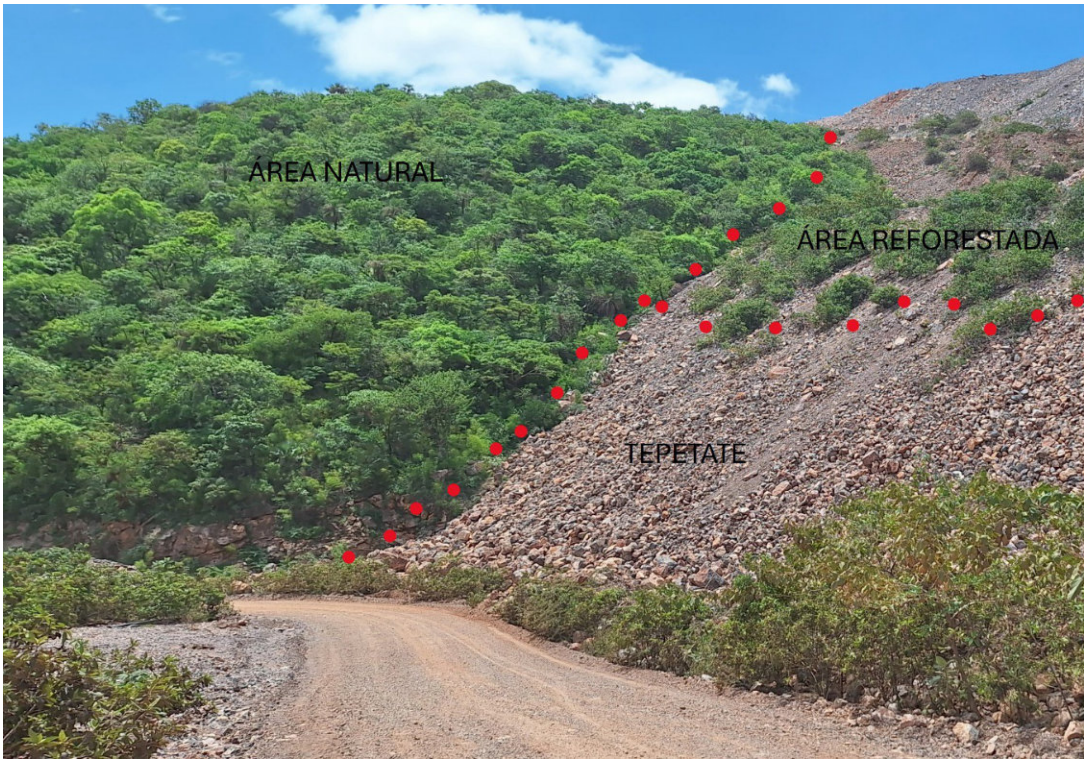


Figura 8.- Zona camino UG Sur dividida en área natural (izquierda), área de vegetación secundaria (derecha arriba) y área de talud de tepetate (derecha abajo)

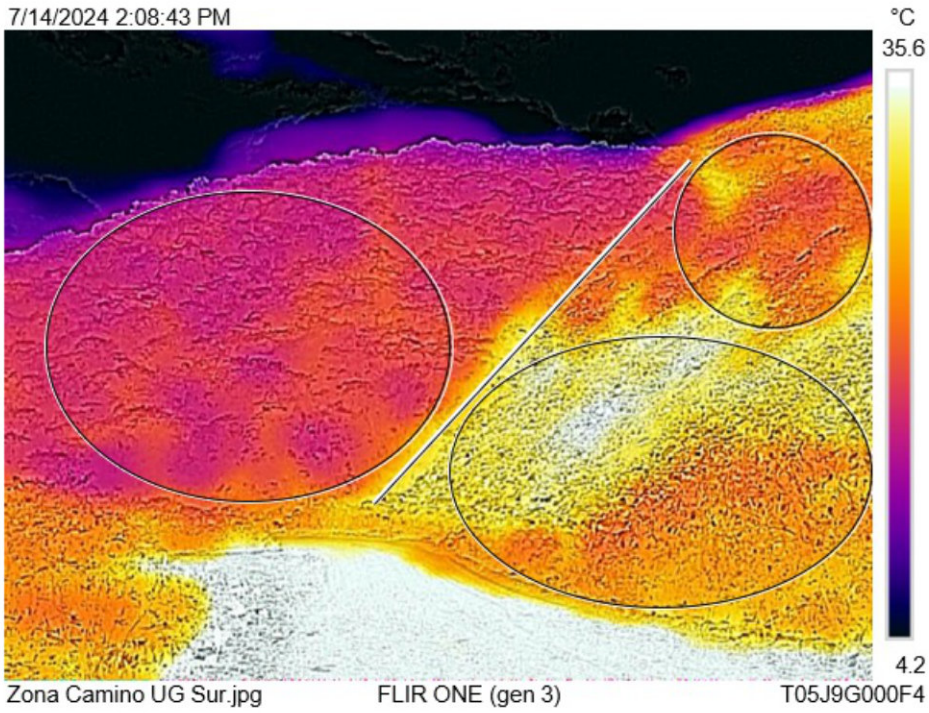


Figura 9.- Imagen termográfica de la zona camino UG Sur dividida en área natural (izquierda), área de vegetación secundaria (derecha arriba) y área de talud de tepetate (derecha abajo)

En la termografía de esta zona se realizó una división al centro para las secciones natural y de tepetate, pero también teniendo en cuenta por separado la sección de vegetación secundaria que llegó voluntariamente al talud del tepetate iniciando de forma natural con el proceso de reforestación. Entre la sección natural y de tepetate se observa al igual que en las anteriores termografías la diferencia de temperatura en la coloración. También se observa un cambio importante entre la sección completamente de tepetate y la sección de tepetate con vegetación natural. Un punto para resaltar de la termografía es la parte inferior, donde se encuentra el camino para el tránsito, y donde se tienen las temperaturas más altas (~35°C) debido a la total falta de vegetación.

En la gráfica se observan los promedios de temperatura y su desviación estándar: 23.79°C para la sección natural, 26.48°C para la sección de tepetate con 1°ra vegetación, y 29.72°C para la sección de tepetate. En esta zona se ve una más clara diferencia entre secciones, siendo de ~3°C entre la sección natural y la de la vegetación, y de ~6°C entre la sección natural y la de tepetate, y de ~3°C entre la sección de la 1°ra vegetación y la de tepetate.

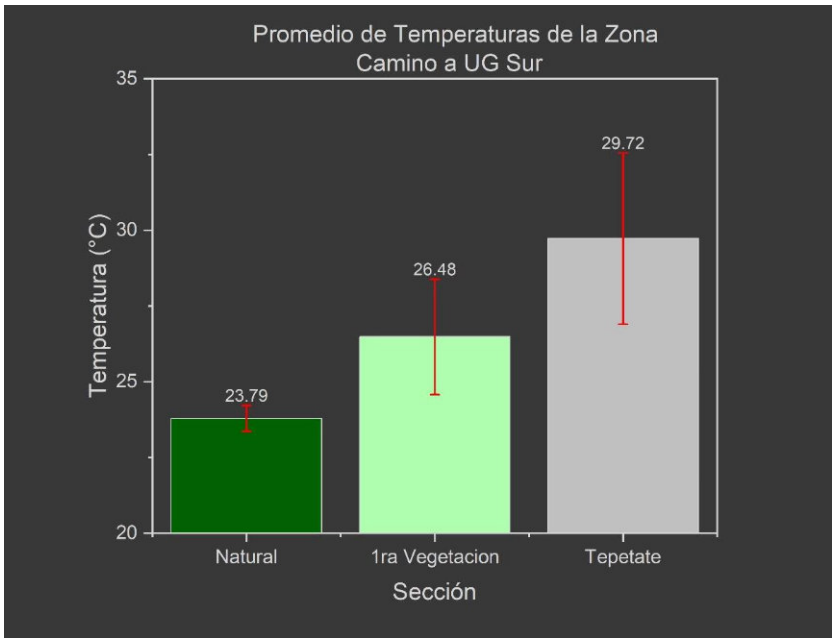


Figura 10.- Gráfica de promedio de temperaturas de las secciones de la zona de camino UG Sur.

Zona Reforestación - Dividido en 3 Secciones

En esta zona ya se han comenzado los procesos de reforestación, se observan dos secciones a los costados superiores izquierdo y derecho con una mayor área de vegetación, y una sección al centro donde apenas se ha comenzado el proceso de reforestación.

En la termografía se diferencian las secciones reforestadas de la sección donde aún no se he comenzado el trabajo, las secciones reforestadas muestran una coloración en gran parte morada, indicando la baja temperatura que conservan estas secciones en comparación con la sección en proceso de reforestación.

La gráfica de los promedios de temperatura muestra la diferencia de temperatura entre las secciones: ~10°C entre reforestado y en proceso. La sección reforestada a la izquierda mantiene una temperatura promedio de 29°C, la sección reforestada a la derecha mantiene una temperatura promedio de 28.20°C y la sección en proceso mantiene una temperatura promedio de 38°C.

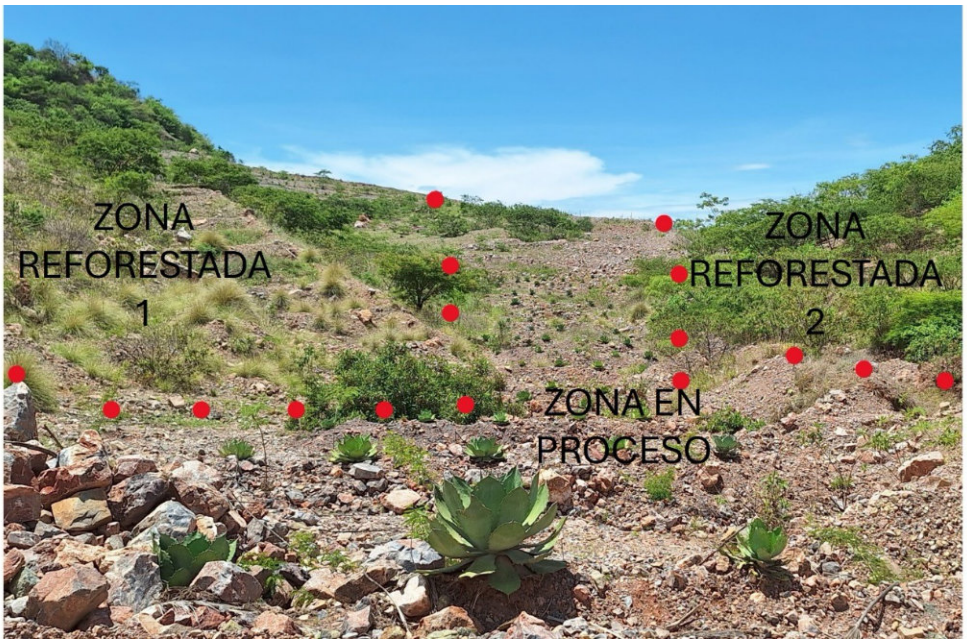


Figura 11.- Zona reforestada dividida en zona reforestada 1 (izquierda), zona reforestada 2 (derecha arriba) y área en proceso de reforestación (centro)

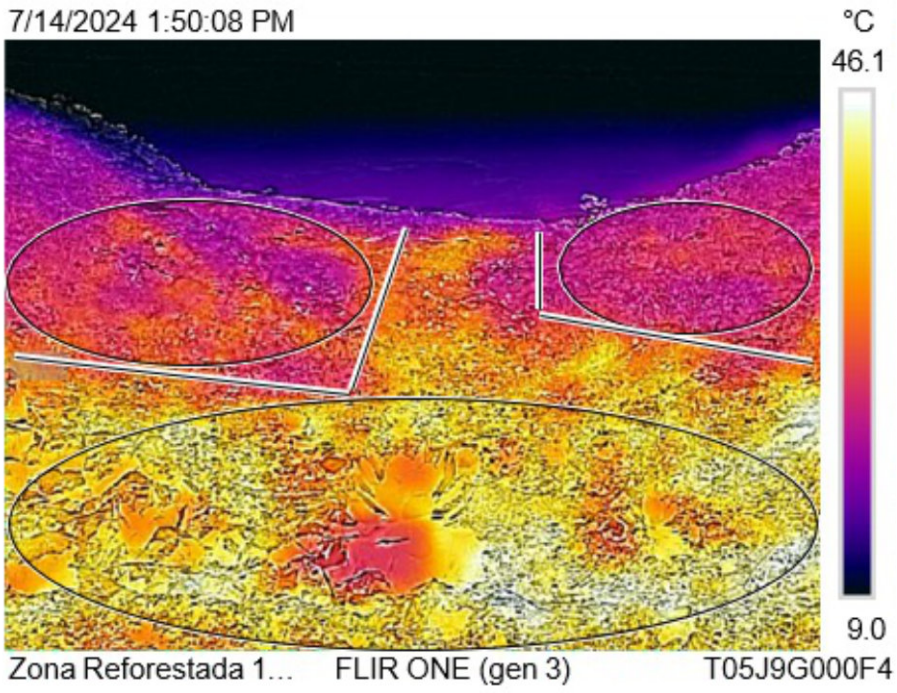


Figura 12.- Imagen termográfica de la zona reforestada dividida en zona reforestada 1 (izquierda), zona reforestada 2 (derecha arriba) y área en proceso de reforestación (centro)

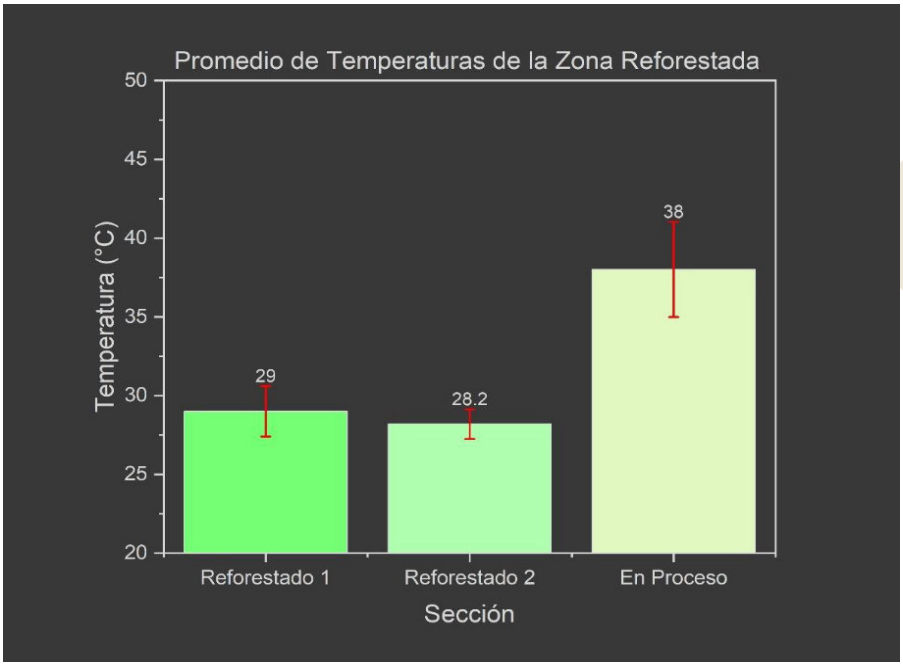


Figura 13.- Gráfica de promedio de temperaturas de las secciones de la zona de reforestación

IV. CONCLUSIONES

La temperatura de las zonas reforestadas se aproxima a la de las zonas naturales. En algunas áreas las zonas sin disturbio están solo a 1°C por debajo de las zonas reforestadas.

Se puede concluir que las áreas reforestadas se están recuperando y su microclima aproximándose al nivel de las zonas sin disturbio. Las zonas en proceso de reforestación se encuentran aproximadamente a 3° C debajo de la temperatura del tepetate, sin embargo, aún están lejos de la temperatura de las zonas sin disturbio.

V. AGRADECIMIENTOS

El presente trabajo no se podría haber realizado sin la participación del Dr. Samuel Eleazar Kolosovas Machuca, profesor investigador de la UASLP, SNI nivel II del sistema nacional de investigadores.

VI. REFERENCIAS CITADAS

1.- Kolosovas-Machuca, E.S.; González, F.J., 2011, Distribution of skin temperature in Mexican children, Skin Research and Technology, V. 17, p. 326.

HOW CAN LUBRICANTS AND LUBRICATION HELP IN THE SUSTAINABILITY JOURNEY OF THE MINING SECTOR?

Augusto Fernandes

Shell Projects & Technology, Shell Lubricants, Brazil
Product Application Specialist – Mining Americas
augusto.fernandes@shell.com,
+55 31 98418 2243

SUMMARY

As global energy demand rises due to population growth and electrification, the mining sector faces increasing pressure to extract critical minerals like copper, nickel, lithium, and cobalt more efficiently and sustainably. Although lubricants account for less than 0.5% of a typical mining company's emissions, they can play a strategic role in improving sustainability.

Shell Lubricants outlines a range of solutions – such as high-performance and energy-efficient lubricants, sustainable packaging, carbon-neutral products, and digital monitoring – that can directly impact equipment reliability, availability, fuel efficiency, and operational safety. These solutions not only contribute to decarbonization goals but also support long-term cost reductions and operational resilience.

A case study in a high-altitude copper mine in southern Peru illustrates this. The mine faced severe soot issues in its high-horsepower haul truck engines (Cat C175-16), reducing oil drain intervals (ODI) and increasing wear and maintenance costs. By switching from Shell Rimula R4 X to Shell Rimula R4 L, soot control improved, and wear reduced significantly. Key results included:

- Engine life increased by 10%
- ODI extended from 350 to 650 hours
- Iron wear reduced by 47%
- CO_2 emissions reduced by over 92,000 kg/year
- Operational savings >USD 1 million/year

Additional benefits included optimization of maintenance hours and lubricant consumption, which further improved environmental performance. The second project phase aims to expand lubricant upgrades across more equipment, integrate digital and fuel-efficiency solutions, and potentially deliver more than USD 3.6 million in annual savings with a further 1,180 tons CO_{2e} reduction.

In conclusion, advanced lubrication strategies are proven enablers of sustainability in mining, offering both environmental and economic value. They help future-proof operations, meet regulatory and ESG expectations, and support the broader transition to a low-carbon economy.

INTRODUCTION

As the global population increases and incomes rise, livelihoods, economies, and communities depend on convenient, reliable, and affordable energy to prosper and grow.

Shell Scenarios 2023[(1)] shows that by the end of the century, the population will have increased by 2.5 billion compared to 2020. Importantly, over the same time frame, access to energy services will have become widespread. As a result, energy demand will more than quadruple for this group by the end of the century.

The world must find ways to meet this rising energy demand while reducing global greenhouse gas emissions to limit the effects of climate change, and electrification will be increasingly important to achieve these goals.

The electrification will involve a substantial increase in the demand for certain minerals such as copper, nickel, lithium, and cobalt. This could place significant pressure on the mining industry, where the current pace of growth would need to at least double to fulfil demand over the next 20 years[(1)].

Furthermore, meeting the growing demand for electrification metals will add to the complexity of existing challenges in the mining sector, such as commodity price volatility, declining productivity, rising operational costs, supply security, the recruitment and retention

of skilled workers, and the need to contribute to net-zero emissions.

If the lubricants represent less than 0.5% of the total emission in a typical mining company, how can lubricants and lubrication help in the sustainability journey of the mining sector?

Although lubricants have a relatively low direct impact on the total emissions of a mining company, they can play a significant role in sustainability when applied through various advanced solutions, such as:

- High-performance lubricants
- Energy-efficient lubricants
- Environmentally acceptable lubricants (EALs)
- Sustainable packaging
- Total fluid management
- Service solutions to enhance lubrication practices
- Carbon-neutral products
- Carbon offsets using nature-based solutions
- Digital solutions

These approaches can deliver several key benefits:

- Improved equipment reliability
- Increased equipment availability
- Enhanced operational productivity
- Extended component lifespan
- Reduced operational costs
- Improved operational safety
- Greater energy and fuel efficiency
- Lower environmental impact
- Reduced CO_2 emissions
- CO_2 emissions offsetting

Collectively, these contributions can have a direct and significant impact on the sustainability of mining operations.

Figure 1 Shell Lubricants solutions for efficiency & sustainability in the mining sector

We will share a case study that demonstrates how lubricants and lubrication help in the sustainability journey of the mineral sector. This case was a copper mine in southern Peru, which, due to very severe operating conditions (>3,500 MASL), had a high level of soot, causing high wear on high horsepower engines of the haul trucks and reduction in the engine oil change period. These factors had an impact on the reduction of the availability and consequently productivity of the haul trucks, in addition to reducing the engines' life. Using a high-performance lu-

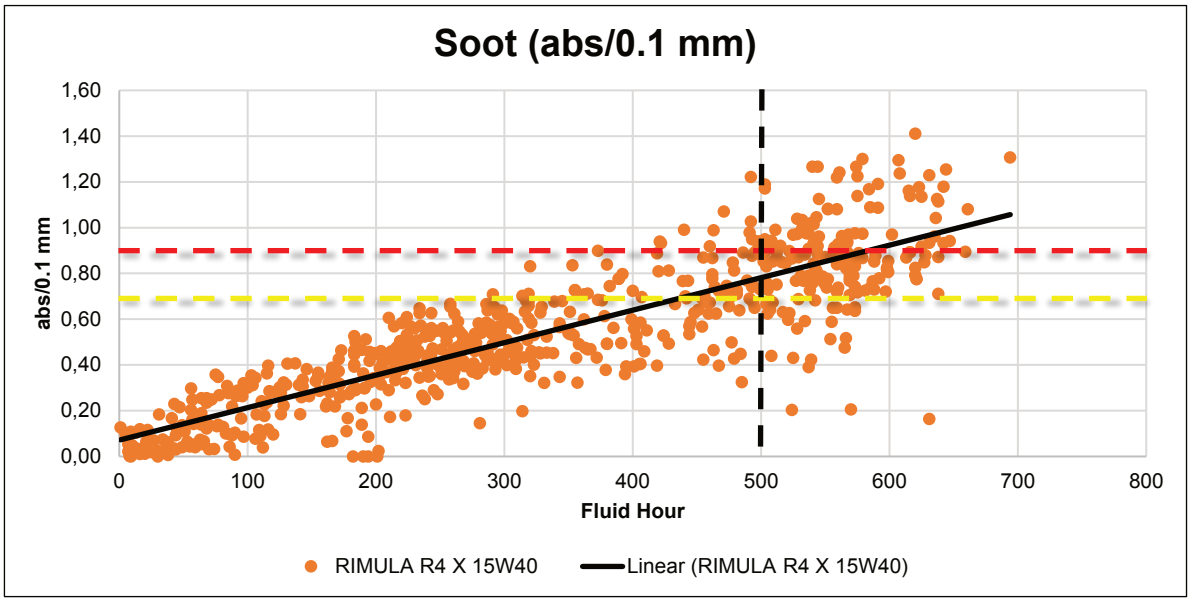
bricant, it was possible to control soot, reducing wear and consequently increasing the useful life of the engines by 10%, in addition to extending the oil drain interval by 30%. This generated a customer benefit of more than USD 1 MM per year, as well as an increased availability, and productivity of the trucks and CO_2 emissions reduction.

This is a clear example of how lubricants and lubrication help in the sustainability journey of the mining sector.

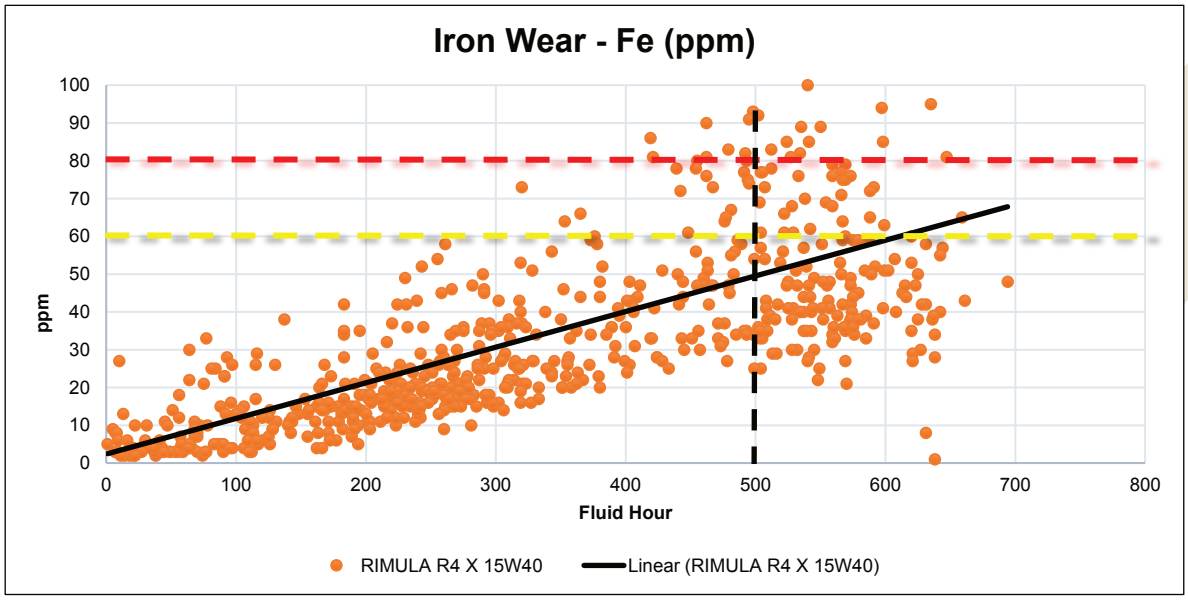
METHODOLOGY

The mining customer wanted to control the high wear on high horsepower engines of the haul trucks due to the high level of soot that was impacting the oil drain interval reduction, high lubricant consumption, low availability, and productivity.

The next page are the graphs demonstrating the high soot level and the high iron wear in the Cat C175-16 engines of the Cat 794AC haul trucks.



Graphic 1 High soot level in the Cat C175-16 engines with Rimula R4 X



Graphic 2 High iron wear in the Cat C175-16 engines with Rimula R4 X

Technical Information

- Equipment:
  - 30 haul trucks Cat 794AC (Cat C175-16 engine – 3,100 hp)
- Previous Product:
  - Shell Rimula R4 X 15W-40 (API CI-4 / Cat ECF-2)
  - Oil drain interval (ODI): 350 hours

Solution

Through a deep analysis carried out by Shell and customer maintenance team, the use of a high-performance lubricant for high horsepower engines (HHPE) was proposed (using Shell Rimula R4 L), which has an excellent soot control. All the Cat C175-16 engines were monitored through oil analysis.

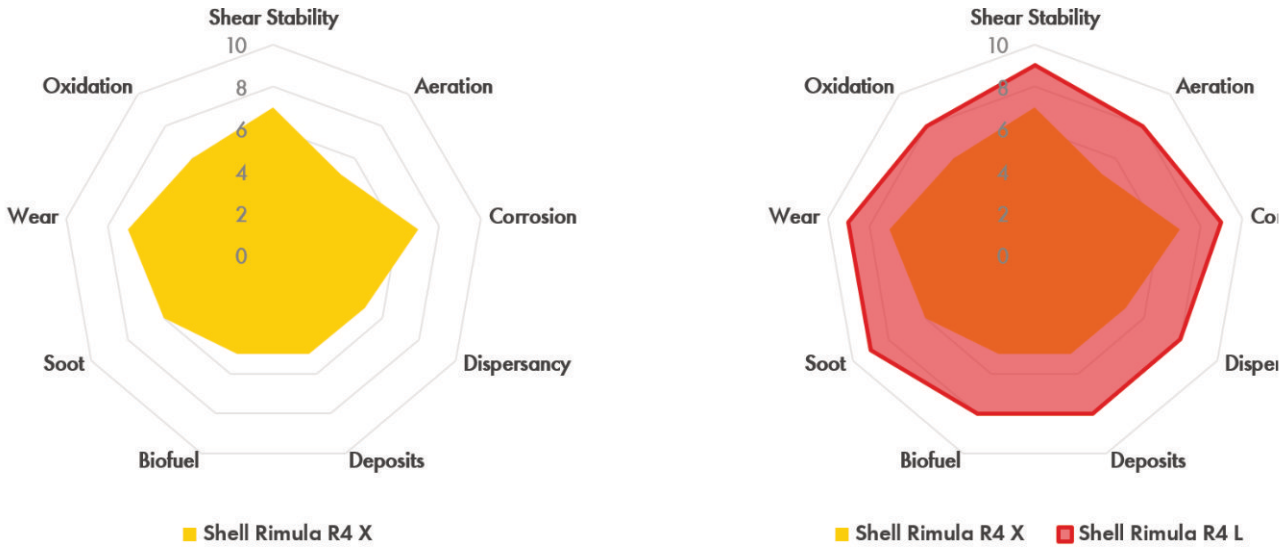


Figure 2 Comparative between the Rimula R4 X (previous product) versus the Rimula R4 L (proposed product)

Field Performance

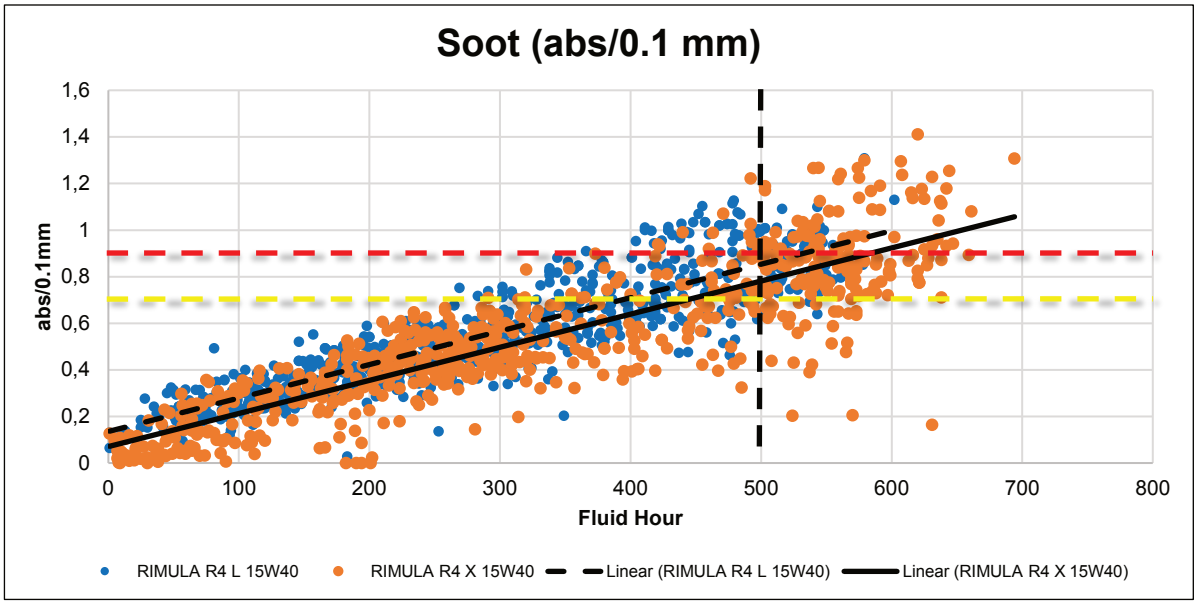
The 30 haul trucks were converted to the Rimula R4 L 15W-40 (API CK-4 / Cat ECF-3) and the performance was monitored as follows:

- Monitored period of Rimula R4 L:
  - November 2022 to June 2023 (3 ODIs)
- Oil Analysis:
  - Comparative with the oil data of Shell Rimula R4 X (February 2020 to October 2022)
- Items monitored:
  - Chemical elements: Fe, Pb, Cu and Si
  - Viscosity @100°C
  - Soot

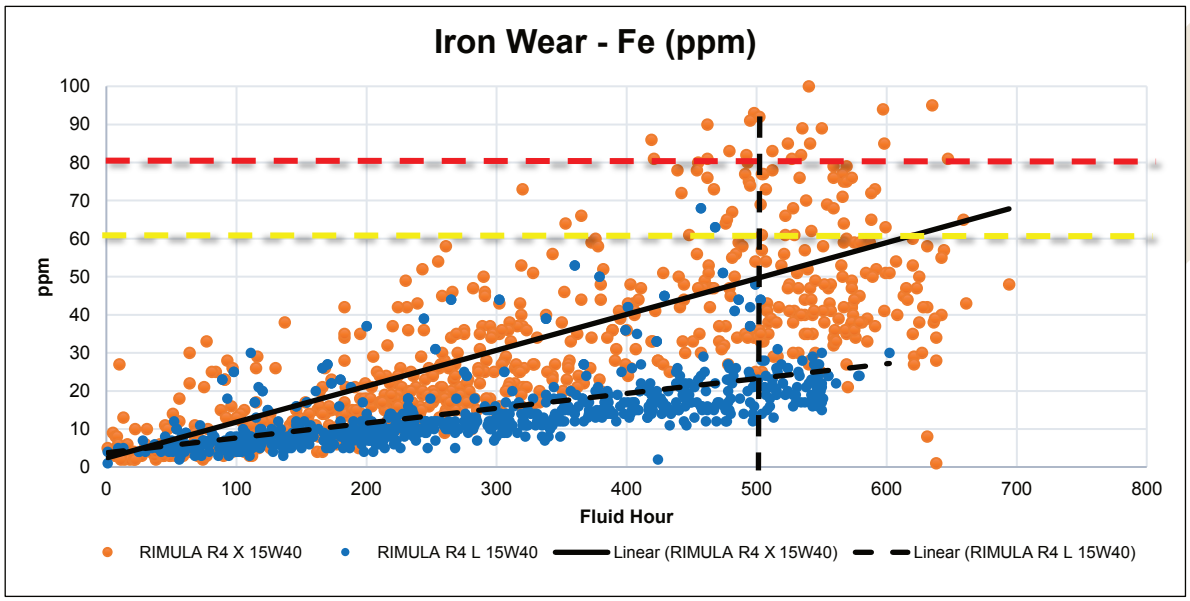
RESULTS AND DISCUSSION

Outcome

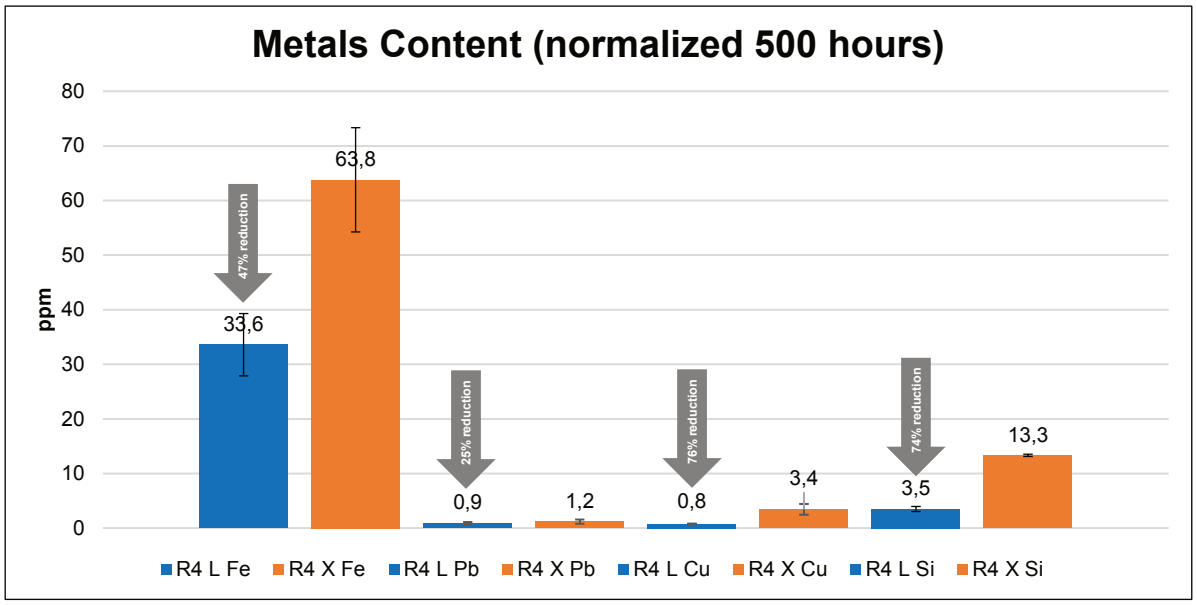
By switching to Shell Rimula R4 L, engine wear was significantly reduced due to improved soot control. This resulted in an increase in the Oil Drain Interval (ODI) from 350 hours to 650 hours, and an extension of engine life from 20,000 hours to 22,000 hours – despite consistently high soot levels* throughout the entire field trial period.
(* the soot levels remained the same as in the previous period using Rimula R4 X, as soot is produced during the engine's combustion process and is not influenced by the lubricant itself).



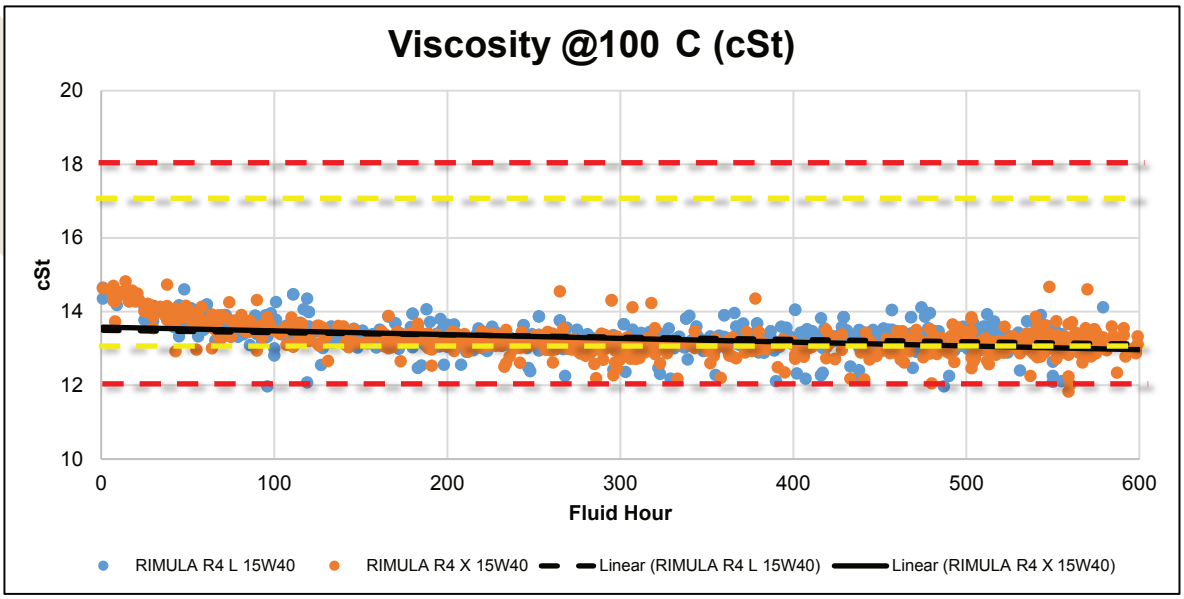
Graphic 3 Comparative of high soot level in the Cat C175-16 engines (Rimula R4 X versus Rimula R4 L)



Graphic 4 Comparative of iron wear in the Cat C175-16 engines (Rimula R4 X versus Rimula R4 L)



Graphic 5 Comparative of wear metals and silicon level in the Cat C175-16 engines (Rimula R4 X versus Rimula R4 L)



Graphic 6 Comparative of viscosity @100oC in the Cat C175-16 engines (Rimula R4 X versus Rimula R4 L)

Oil analysis results

Item	Rimula R4 X	Rimula R4 L	Reduction
Iron (ppm)[2]	63.8	33.6	47%
Lead (ppm)[2]	1.2	0.9	25%
Copper (ppm)[2]	3.4	0.8	76%
Silicon (ppm)[2]	13.3	3.5	74%
Viscosity @100°C (cSt)	13.2	13.3	Stable
Soot (UFM)	54	55	Stable

Table 1 Comparative Performance of Lubricants

Value

This project, through the application of a high-performance lubricant for HH-PEs (Shell Rimula R4 L), delivered to the customer the following benefits:

- Financial savings: >USD 1,000,000/year;
- Increased physical availability of the fleet in 0.15% (>396 work hours/year);
- Optimization of lubrication team: >623 man hours/year;
- Lubricant reduction: >32,600 liters/year;
- Emissions reduction: >92,000 kg of CO_{2e}/year[3];

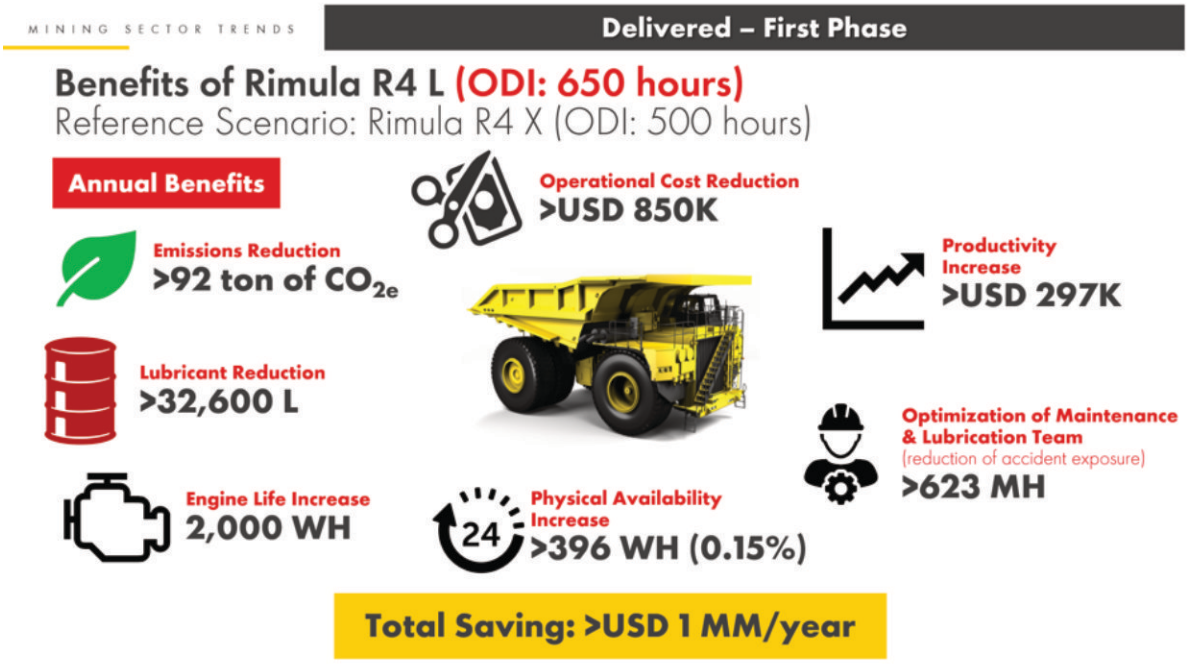


Figure 2 Benefits delivered by Shell solutions for the copper mine in Peru

This project is going to move to a second phase with the extension to loading and support equipment, the implementation digital solutions and fuel efficiency lubricants. This new phase will improve the overall operational performance of the mine, increasing availability, and productivity of the mine equipment, as well as increased engine life, and increased operational safety, and it is expected to achieve savings of >USD 3.6 MM/year, and CO_2 emission reduction of 1,180 ton of CO_{2e}/year (>11x compared to the first phase).

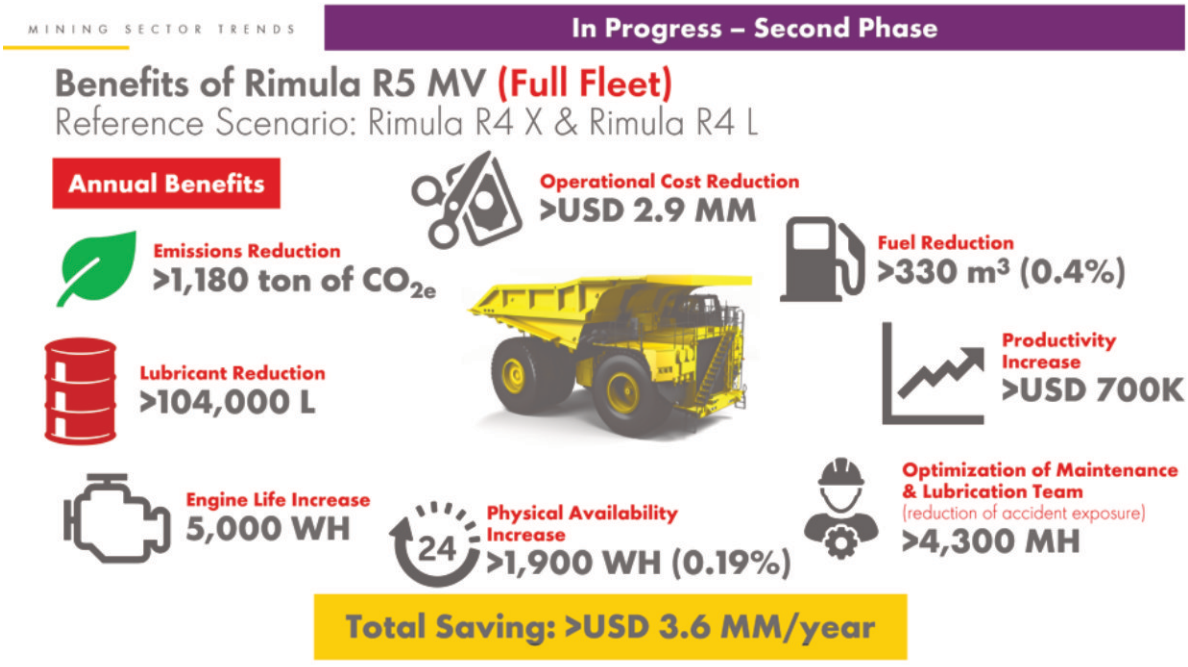


Figure 3 Projected benefits of Shell solutions for a cooper mine in Peru – Second Phase (in progress)

CONCLUSION

As the mining industry faces the dual challenge of meeting rising mineral demand and achieving sustainability goals, lubricants – despite accounting for less than 0.5% of a mining operation's total emissions – prove to be a powerful lever for impactful change. The case study from a copper mine in southern Peru demonstrates that selecting the right high-performance lubricant, such as Shell Rimula R4 L), can deliver measurable benefits in operational efficiency, cost savings, and emissions reduction.

By significantly improving soot control, reducing engine wear, and extending oil drain intervals, the project delivered over USD 1 million in annual savings, while enhancing fleet availability and reducing CO_{2e} emissions by more than 92,000 kg per year. The upcoming second phase is expected to amplify these results, with projected savings of over USD 3.6 million annually and emissions reductions more than eleven times greater.

This example reinforces that lubricants and lubrication strategies – when combined with digital tools, service support, and sustainability-focused solutions – can contribute meaningfully to a mining company's decarbonization journey. In a world where every efficiency gain matters, lubricants offer more than just protection – they offer progress.

NOMENCLATURE

HHPE	High Horsepower Engine
ODI	Oil Drain Interval
ESG	Environmental, Social and Governance

REFERENCES

[1] Shell International Limited (2023) The Energy Security Scenarios.

[2] Metal wear normalized @500 hours.

[3] CO_2 emission calculation based at EPA (U.S. Environmental Protection Agency) of 10.69 of CO_{2e}/gallon of lubricants and 10.21 of CO_{2e}/gallon of diesel fuel – https://www.epa.gov/climateleadership/ghg-emission-factors-hub

Propuesta de un marco multicriterio para la selección de alternativas de remediación de drenaje ácido de mina en México

María Isabel Tovar-Villafaña
Departamento de Ingeniería de Sistemas,
FI-UNAM
Ciudad de México
isa.vls09@gmail.com

Mayra Elizondo-Cortés
Departamento de Ingeniería de Sistemas,
FI-UNAM
Ciudad de México

Resumen

El drenaje ácido de mina (DAM) es uno de los problemas ambientales más persistentes y complejos asociados a la minería metálica. Se forma por la oxidación de minerales sulfurados como la pirita y la pirrotita en presencia de agua y oxígeno, generando ácido sulfúrico y movilizando metales pesados y metaloides. Este fenómeno causa acidificación de cuerpos de agua, degradación de suelos, pérdida de biodiversidad y riesgos para la salud humana por la bioacumulación de elementos tóxicos como arsénico y cadmio. En México, estudios han evidenciado jales con alto potencial acidificante, como en Cerro de Mercado (Durango) y La Prieta (Chihuahua), además de derrames con impactos ambientales y sociales, como el ocurrido en 2014 en la cuenca del río Sonora.

Aunque el país cuenta con regulaciones como la NOM-141-SEMARNAT-2003 y la NOM-157-SEMARNAT-2009, actualmente en proceso de actualización (PROY-NOM-157-SEMARNAT-2023), estas normas no definen metodologías claras para seleccionar alternativas de remediación en sitios con DAM. Los planes de manejo exigen diagnósticos y justificación técnica, pero carecen de herramientas formales para priorizar opciones con criterios ambientales, sociales, técnicos y económicos.

Este trabajo propone un marco conceptual basado en métodos de análisis multicriterio (MCDA), integrando Analytic Hierarchy Process (AHP) y PROMETHEE, con el objetivo de apoyar la toma de decisiones en la selección de alternativas de remediación de DAM en México. La propuesta incluye identificación de criterios, asignación de pesos con AHP, jerarquización de alternativas con PROMETHEE y análisis de incertidumbre.

El marco metodológico constituye una herramienta adaptable al contexto normativo mexicano y a cada sitio minero, con potencial para mejorar la transparencia, la participación social y la eficacia en la gestión de pasivos. Además, sienta bases para investigaciones y proyectos piloto que integren MCDA en planes de manejo y cierre de minas.

Abstract

Acid mine drainage (AMD) is one of the most persistent and complex environmental problems associated with metal mining. It is formed by the oxidation of sulfide minerals such as pyrite and pyrrhotite in the presence of water and oxygen, generating sulfuric acid and mobilizing heavy metals and metalloids. This phenomenon leads to the acidification of water bodies, soil degradation, biodiversity loss, and health risks due to the bioaccumulation of toxic elements such as arsenic and cadmium. In Mexico, studies have identified tailings with high acid-generating potential, such as those at Cerro de Mercado (Durango) and La Prieta (Chihuahua), as well as spills with significant environmental and social impacts, such as the one that occurred in 2014 in the Sonora River basin.

Although the country has regulations such as NOM-141-SEMARNAT-2003 and NOM-157-SEMARNAT-2009, currently under revision (PROY-NOM-157-SEMARNAT-2023), these standards do not establish clear methodologies for selecting remediation alternatives at AMD-affected sites. Management plans require diagnostics and technical justification but lack formal tools to prioritize options based on environmental, social, technical, and economic criteria.

This work proposes a conceptual framework based on multicriteria decision analysis

(MCDA) methods, integrating the Analytic Hierarchy Process (AHP) and the PROMETHEE method, with the aim of supporting decision-making in the selection of AMD remediation alternatives in Mexico. The proposal includes the identification of relevant criteria, weight assignment using AHP, ranking of alternatives with PROMETHEE, and uncertainty analysis.

The proposed methodological framework is adaptable to the Mexican regulatory context and to the specific needs of each mining site, with the potential to enhance transparency, social participation, and the effectiveness of mine waste management. Furthermore, it provides a foundation for future research and pilot projects aimed at integrating MCDA into mine management and closure plans.

I. INTRODUCCIÓN

El drenaje ácido de mina (DAM) es uno de los impactos ambientales más persistentes y de mayor complejidad asociados con la minería metálica. Su formación se debe a la oxidación de minerales sulfurados como la pirita y la pirrotita en presencia de agua y oxígeno, lo que genera ácido sulfúrico y provoca la liberación de metales pesados y metaloides. Este proceso ocasiona la acidificación de cuerpos de agua, la degradación de suelos y la pérdida de biodiversidad, además de representar un riesgo significativo para la salud humana debido a la bioacumulación de elementos tóxicos como arsénico y cadmio (Lottermoser, 2010; Spitz y Trudinger, 2019).

En México, investigaciones recientes han documentado la existencia de jales con alto potencial de generación de DAM. Ejemplo de ello son la mina Cerro de Mercado, en Durango, y la mina La Prieta, en Chihuahua, donde se identificaron condiciones geoquímicas propicias para la acidificación y la liberación de metales pesados (Salas Urviola et al., 2020a; Salas Urviola et al., 2020b). Asimismo, el derrame ocurrido en 2014 en la mina Buenavista del Cobre, en Sonora, liberó 40,000 m^3 de sulfato de cobre acidulado, afectando a más de 22,800 personas y contaminando 254 km de cuerpos de agua, con persistencia de metales como arsénico, cobre y hierro en el río Sonora (Pedrozo-Acuña et al., 2025).

El marco normativo nacional incluye regulaciones como la NOM-141-SEMARNAT-2003 y la NOM-157-SEMARNAT-2009, actualmente en proceso de actualización mediante la PROY-NOM-157-SEMARNAT-2023. Sin embargo, estas normas no contemplan metodologías estandarizadas para la selección de alternativas de remediación en sitios con DAM. Los planes de manejo exigen diagnósticos y justificación técnica, pero carecen de herramientas que permitan priorizar opciones con base en criterios ambientales, sociales, técnicos y económicos (García Segura et al., 2022).

Ante esta situación, resulta relevante la integración de métodos de análisis multicriterio (MCDA) como herramientas de apoyo en la toma de decisiones. Técnicas como el Analytic Hierarchy Process (AHP) y PROMETHEE permiten ponderar criterios y jerarquizar alternativas en contextos con múltiples variables e incertidumbre, fortaleciendo la transparencia y la eficacia en la selección de tecnologías de remediación (Betrie et al., 2013). Este trabajo tiene como objetivo proponer un marco conceptual que integre MCDA para la gestión del DAM en México, alineado con las normativas vigentes y adaptable a diferentes contextos mineros.

II. METODOLOGÍA

La metodología propuesta se basa en la integración de métodos de análisis multicriterio para apoyar la selección de alternativas de remediación de sitios mineros con drenaje ácido de mina en México. Se fundamenta en una revisión bibliográfica exhaustiva de los conceptos y aplicaciones de MCDA en la gestión ambiental, así como en la descripción y justificación de los métodos Analytic Hierarchy Process (AHP) y PROMETHEE como herramientas complementarias para la toma de decisiones en contextos complejos con múltiples criterios.

Belton y Stewart (2002) proporcionan la base teórica de MCDA, explicando la estructura jerárquica de objetivos, criterios y alternativas, así como la importancia de involucrar a los actores en la toma de decisiones. Siguiendo esta perspectiva, el primer paso de la metodología consiste en definir el problema y estructurar la jerarquía de decisión, identificando el objetivo global, los criterios relevan-

tes (ambientales, técnicos, sociales y económicos) y las alternativas de remediación potenciales.

En la segunda etapa del marco metodológico se emplea el Analytic Hierarchy Process (AHP). El AHP es un método de análisis multicriterio que permite a los tomadores de decisiones abordar problemas complejos mediante la organización de su pensamiento, experiencias, conocimiento y juicios en una estructura jerárquica, guiándolos a través de comparaciones por pares para evaluar la importancia relativa de los elementos (Saaty, 1982). Este enfoque genera una escala de razón basada en dichas comparaciones. En este estudio, el AHP se aplica exclusivamente para la obtención de ponderaciones de criterios. El procedimiento para generar estas ponderaciones comprende los siguientes pasos:

(i) Definir los criterios que serán ponderados.
(ii) Realizar comparaciones por pares entre los criterios, utilizando una escala del 1 al 9, donde la preferencia relativa entre criterios es determinada por los responsables de la toma de decisiones.
(iii) Calcular los valores y vectores propios para obtener los pesos normalizados de cada criterio.
(iv) Evaluar el índice de consistencia (CR); si este índice supera el 10 %, los resultados se consideran inconsistentes y los valores asignados deben ajustarse hasta alcanzar un nivel aceptable de consistencia.

Una vez obtenidos los pesos de los criterios, se aplica el método PROMETHEE (Preference Ranking Organization METHod for Enrichment Evaluations), desarrollado por Brans, Vincke y Mareschal (1986). PROMETHEE pertenece a la familia de métodos de sobreclasificación (outranking), caracterizados por su simplicidad, claridad y estabilidad en problemas multicriterio. Su funcionamiento se basa en la construcción de una relación de sobreclasificación mediante funciones de preferencia asociadas a cada criterio y pesos que reflejan su importancia relativa. PROMETHEE I genera un ranking parcial de alternativas, mientras que PROMETHEE II produce un ranking completo utilizando los flujos positivos y negativos de sobreclasificación (Brans & Mareschal, 2005).

Los pasos básicos de los métodos PROMETHEE para resolver este problema multicriterio son (Brans et al., 1986):

(i) Definir una función de preferencia para cada criterio,
(ii) Calcular el índice de preferencia multicriterio como un promedio ponderado de las funciones de preferencia,
(iii) Calcular un caudal de salida, un caudal de entrada y un caudal neto para cada alternativa, y
(iv) Asignar una clasificación parcial o completa.

Una función de preferencia ($Pj(a,b)(a,b)\in A$) asociada al criterio gi proporciona el grado de preferencia, expresado por los decisores, por la alternativa a sobre b. En otras palabras, la función de preferencia toma como entrada la desviación de la preferencia a sobre b y proporciona una salida normalizada, como se muestra en las ecuaciones (2) y (3), respectivamente.

$$P_j(a,b)=P_j[g_i(a)-gi(b)] \quad (2)$$

$$0\leq P_j(a,b)\leq 1 \quad (3)$$

Si Pj(a,b)=0, no hay preferencia de a sobre b y si Pj(a,b)=1, existe una preferencia estricta de a sobre b. Brans y Mareschal (2005) han proporcionado seis tipos de funciones de preferencia como se muestra en la Tabla 1.

Tabla 1. Tipos de función de preferencia (Brans y Mareschal, 2005).

Si se proporciona un peso wj, que muestra la importancia relativa de cada criterio, y se puede utilizar para calcular el índice de preferencia multicriterio según se define en la ecuación (4) :

(4)

El flujo de salida que muestra cómo una alternativa ai supera a otras alternativas se define mediante la siguiente ecuación:

(5)

El flujo de entrada (salida) que muestra cómo una alternativa ai es superada por otras alternativas se define mediante la siguiente ecuación:

(6)

PROMETHEE I se utiliza para derivar una clasificación parcial que se obtiene comparando los flujos entrantes y salientes, como se define en la ecuación (7):

$$\begin{cases} ap^I b \quad iff \begin{cases} \phi^+(a) > \phi^+(b) \quad \text{and} \quad \phi^-(a) < \phi^- \\ \phi^+(a) = \phi^+(b) \quad \text{and} \quad \phi^-(a) < \phi^- \\ \phi^+(a) > \phi^+(b) \quad \text{and} \quad \phi^-(a) = \phi^- \end{cases} \\ aI^I b \quad iff \quad \phi^-(a) = \phi^+(b) \quad \text{and} \quad \phi^-(a) = \phi^- \\ aR^I b \quad iff \quad \begin{cases} \phi^+(a) > \phi^-(b) \quad \text{and} \quad \phi^-(a) > \phi^- \\ (b); \end{cases} \end{cases} \tag{7}$$

PROMETHEE II se utiliza para obtener una clasificación completa, calculada como un flujo neto entre los flujos de salida y entrada, como se muestra en la ecuación (8). Si el flujo neto de a es mayor que b , a supera a b. En caso contrario, a es indiferente a b.

$$\not{p}^-(a) \tag{8}$$

La elección de AHP y PROMETHEE como métodos complementarios se fundamenta en las directrices propuestas por Guitouni y Martel (1998), quienes señalan que la selección de un método MCDA debe basarse en la naturaleza del problema de decisión, el tipo y calidad de la información disponible, la forma de expresar las preferencias y el nivel de compensación aceptable entre criterios. El problema del DAM implica múltiples criterios de distinta naturaleza (ambientales, técnicos, sociales y económicos), con información en gran parte cualitativa y sujeta a incertidumbre.

Diversos estudios han desarrollado marcos híbridos que integran la modelación de contaminantes, los costos y los riesgos con MCDA para apoyar la selección de estrategias óptimas de remediación en sitios contaminados. Estas metodologías permiten combinar información cuantitativa, como concentraciones de contaminantes y costos de implementación, con información cualitativa relacionada con factores sociales o de aceptación pública. De esta forma, se facilita la toma de decisiones en contextos complejos con múltiples actores y criterios, logrando procesos de evaluación más completos y transparentes (Linkov et al., 2006; Huang, Qin & Zeng, 2012).

Asimismo, una revisión sistemática sobre la aplicación de MCDA en ciencias ambientales evidenció un incremento significativo en el uso de herramientas como AHP y PROMETHEE para la gestión ambiental y la remediación de sitios contaminados. Estos métodos destacan por su capacidad para estructurar decisiones complejas, integrar múltiples perspectivas y fomentar la participación de actores relevantes, lo que mejora la transparencia y la aceptación de los resultados obtenidos (Huang, Keisler & Linkov, 2011).

La combinación de estas metodologías con modelos cuantitativos refuerza la toma de decisiones en la gestión de sitios afectados por drenaje ácido de mina, proporcionando un marco analítico que equilibra los aspectos ambientales, económicos, sociales y técnicos de cada alternativa de remediación.

Una vez obtenidos los rankings de alternativas, se plantea la realización de un análisis de sensibilidad y de incertidumbre para evaluar la estabilidad de los resultados. El análisis de sensibilidad permite identificar cómo los cambios en los pesos de los criterios afectan la jerarquización final de las alternativas, mostrando cuáles de ellos tienen mayor influencia en la decisión (Brans & Mareschal, 2005). Esta etapa es esencial en problemas ambientales debido a la variabilidad de las prioridades entre diferentes actores y escenarios (Huang et al., 2011).

De forma complementaria, se propone aplicar análisis de incertidumbre mediante simulación Monte Carlo, tal como se sugiere en trabajos previos de evaluación de alternativas de remediación ambiental (Yang et al., 2012). Este enfoque consiste en asignar distribuciones de probabilidad a los pesos de los criterios y ejecutar múltiples iteraciones para generar distribuciones de resultados. Esto permite cuantificar la robustez de las alternativas, ofreciendo información más confiable

para la toma de decisiones en contextos con alta variabilidad de datos o juicios de expertos.

Respecto a la aplicabilidad del método en el marco normativo mexicano, las normas NOM-141-SEMARNAT-2003 y NOM-157-SEMARNAT-2009, así como su actualización PROY-NOM-157-SEMARNAT-2023, establecen procedimientos para la caracterización de jales y la elaboración de planes de manejo de residuos mineros. No obstante, estas regulaciones carecen de metodologías estandarizadas para priorizar alternativas de remediación, limitándose a exigir diagnósticos y justificación técnica de las acciones (García Segura et al., 2022).

En contraste, países como Canadá, Estados Unidos y Australia cuentan con marcos regulatorios más robustos para la gestión de pasivos mineros. Por ejemplo, la EPA (Estados Unidos) y Environment and Climate Change Canada integran guías que promueven explícitamente el uso de herramientas de apoyo a la decisión, incluyendo enfoques multicriterio para la evaluación de alternativas de remediación. En Australia, las guías de cierre de minas enfatizan la necesidad de procesos participativos y comparativos para la selección de estrategias, incorporando criterios ambientales, sociales y económicos.

Comparado con estos estándares, México presenta una brecha regulatoria importante, pues no exige la aplicación de metodologías sistemáticas para priorizar alternativas ni fomenta la participación estructurada de actores en la toma de decisiones. La implementación del marco propuesto cubriría esta carencia, alineando la práctica nacional con estándares internacionales que promueven la transparencia, la participación y la justificación técnica en la gestión de pasivos mineros.

RESULTADOS

Se presenta un marco conceptual para la selección de alternativas de remediación de DAM en México, el cual combina técnicas de análisis multicriterio para integrar criterios ambientales, técnicos, sociales y económicos en la toma de decisiones. El esquema propuesto incluye etapas de definición de criterios, ponderación, evaluación de alternativas, generación de rankings y análisis de sensibilidad e incertidumbre.

El marco puede integrarse en los planes de manejo de residuos mineros exigidos por la NOM-141-SEMARNAT-2003 y la NOM-157-SEMARNAT-2009 (actualmente en proceso de actualización mediante la PROY-NOM-157-SEMARNAT-2023), cubriendo la ausencia de procedimientos estandarizados para priorizar alternativas de remediación. Su aplicación permitiría transparentar y justificar las decisiones, facilitando la participación de expertos y actores sociales en el proceso.

En comparación con experiencias internacionales, la propuesta coincide con enfoques aplicados en la gestión ambiental que combinan MCDA con análisis de incertidumbre para la remediación de sitios contaminados. Estudios previos han demostrado que este tipo de marcos mejora la transparencia, la robustez de los resultados y la aceptación de las decisiones por parte de los involucrados (Kiker et al., 2005; Huang et al., 2011; Linkov et al., 2006).

El modelo propuesto se configura como una herramienta adaptable al contexto normativo mexicano y con potencial de convertirse en una base para futuras políticas públicas y proyectos piloto en la gestión de pasivos mineros con riesgo de generación de DAM.

CONCLUSIONES

El presente trabajo propone un marco conceptual basado en análisis multicriterio para la selección de alternativas de remediación de sitios mineros con drenaje ácido de mina en México. La propuesta integra criterios ambientales, técnicos, sociales y económicos, ofreciendo un proceso estructurado que combina la ponderación de criterios mediante AHP y la jerarquización de alternativas con PROMETHEE, complementado con análisis de incertidumbre para aumentar la robustez de los resultados.

Los hallazgos evidencian que, aunque en México existen regulaciones como la NOM-141-SEMARNAT-2003 y la NOM-157-SEMARNAT-2009 (actualmente en proceso de actualización mediante la PROY-NOM-157-SEMARNAT-2023), estas no establecen metodologías estandarizadas para priorizar alternativas de remediación. La integración del marco propuesto en los planes de manejo de residuos mineros po-

dría cubrir esta brecha, proporcionando mayor transparencia, trazabilidad y participación de actores en la toma de decisiones.

En comparación con experiencias internacionales, el marco se alinea con metodologías exitosas aplicadas en la gestión de sitios contaminados, donde el uso de MCDA ha demostrado mejorar la calidad y aceptación de las decisiones. Su implementación en México podría fortalecer la planeación de la remediación de pasivos mineros, contribuir a la actualización de la normativa ambiental y servir como base para proyectos piloto en regiones con antecedentes de contaminación por DAM.

Finalmente, se recomienda avanzar en estudios de aplicación práctica del marco. Esto permitirá adaptarlo a distintos contextos, impulsando la creación de herramientas de apoyo a la toma de decisiones que promuevan una gestión ambiental más efectiva y participativa.

REFERENCIAS

Belton, V. y Stewart, T.J. 2002, Multicriteria Decision Analysis: An Integrated Approach, Springer, Nueva York.

Betrie, G.D., Sadiq, R., Morin, K.A. y Tesfamariam, S. 2013, Selection of remedial alternatives for mine sites: A multicriteria decision analysis approach, Journal of Environmental Management, v.119, p.36-46.

Brans, J.P., Vincke, P.H. y Mareschal, B. 1986, How to select and how to rank projects: the PROMETHEE method, European Journal of Operational Research, v.24, p.228-238.

Brans, J.P. y Mareschal, B. 2005, PROMETHEE methods, en Figueira, J., Greco, S. y Ehrgott, M. (eds.), Multiple Criteria Decision Analysis: State of the Art Survey, Springer, Nueva York, p.163-196.

García Segura, P., Robledo, E., Ruete, M. y Vio Grossi, A. 2022, Mining policy framework assessment: Mexico, International Institute for Sustainable Development (IISD). https://www.iisd.org/publications/mining-policy-framework-assessment-mexico

Guitouni, A. y Martel, J. 1998, Tentative guidelines to help choosing an appropriate MCDA method, European Journal of Operational Research, v.109, p.501-521.

Huang, G.H., Qin, X.S. y Zeng, G.M. 2012, Evaluation of remedial options for a benzene-contaminated site through a simulation-based fuzzy-MCDA approach, Journal of Environmental Management, v.105, p.1-8.

Huang, I.B., Keisler, J. y Linkov, I. 2011, Multi-criteria decision analysis in environmental sciences: Ten years of applications and trends, Science of the Total Environment, v.409, p.3578-3594.

Keeney, R.L. y Raiffa, H. 1993, Decisions with Multiple Objectives: Preferences and Value Trade-offs, Cambridge University Press, Cambridge.

Kiker, G.A., Bridges, T.S., Varghese, A. y Seager, T.P. 2005, Application of multicriteria decision analysis in environmental decision making, Environment International, v.30, p.683-695.

Linkov, I., Satterstrom, F.K., Kiker, G., Batchelor, C., Bridges, T. y Ferguson, E. 2006, From comparative risk assessment to multi-criteria decision analysis and adaptive management: Recent developments and applications, Environment International, v.32, p.1072-1093.

Lottermoser, B.G. 2010, Mine wastes: Characterization, treatment and environmental impacts, 3rd ed., Springer, Berlín.

Moodley, I., Sheridan, C.M., Kappelmeyer, U. y Akcil, A. 2018, Environmentally sustainable acid mine drainage remediation: Research developments with a focus on waste/by-products, Minerals Engineering, v.126, p.207-220.

NOM-141-SEMARNAT-2003, Caracterización y disposición de jales mineros.

NOM-157-SEMARNAT-2009, Planes de manejo de residuos mineros.

Pedrozo-Acuña, A., et al. 2025, Environmental impact of mining activities on water availability, quality and sediments in the Sonora River, Mexico, Water, Air & Soil Pollution.

PROY-NOM-157-SEMARNAT-2023, Proyecto de actualización de la NOM-157 para gestión de residuos mineros.

Saaty, T. 1982, Decision-making for Leaders: The Analytic Hierarchy Process for Decision in a Complex World, RWS Publications, Pittsburgh.

Salas Urviola, F.B., Guadarrama Guzmán, P., Gutiérrez Bazán, J.J., García Luna, N., Fernández Villagómez, G. y Alarcón Herrera, M.T. 2020, Determinación de posible drenaje ácido de mina y caracterización de jales mineros provenientes de la mina Cerro de Mercado, Durango, México, Revista Internacional de Contaminación Ambiental, v.36, p.729-744.

Salas Urviola, F.B., Guadarrama Guzmán, P., Fernández Villagómez, G., González Sánchez, J.F. y Barraza Torres, L.A. 2020, Predicción de drenaje ácido de mina, jales de la mina La Prieta, Chihuahua, México, Revista Internacional de Contaminación Ambiental, v.36, p.825-834.

Santini, T.C. y Banning, N.C. 2016, Alkaline tailings as novel soil forming substrates: Reframing perspectives on mining and refining wastes, Hydrometallurgy, v.164, p.38-47.

Spitz, K. y Trudinger, J. 2019, Mining and the environment: From ore to metal, 2nd ed., CRC Press, Boca Raton.

Tesfamariam, S. y Sadiq, R. 2006, Risk-based environmental decision-making using fuzzy analytic hierarchy process (F-AHP), Stochastic Environmental Research and Risk Assessment, v.20, p.297-306.

Yang, A.L., Huang, G.H., Qin, X.S. y Fan, Y.R. 2012, Evaluation of remedial options for a benzene-contaminated site through a simulation-based fuzzy-MCDA approach, Journal of Environmental Management, v.105, p.1-8.

Yang, W.J., Ding, K.B., Zhang, P., Qiu, H., Cloquet, C., Wen, H.J., Morel, J.L., Qiu, R.L. y Tang, Y.T. 2019, Cadmium stable isotope variation in a mountain area impacted by acid mine drainage, Science of the Total Environment, v.646, p.696-703.

TRABAJOS POSTER

" Caracterización de la recuperación de oro y plata de un mineral refractario mediante cianuración convencional“

A. Sánchez-Amaya, O. Alonso-González, J.A. González-Anaya, S. Bello-Teodoro

INTRODUCCIÓN.

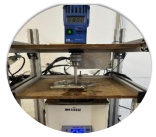
Los minerales refractarios presentan baja recuperación mediante cianuración debido a que los metales preciosos suelen estar encapsulados en sulfuros como la pirita o asociados a otras especies que dificultan su disolución. Este problema se presenta en concentrados obtenidos en el estado de Zacatecas, México, donde la explotación minera produce materiales con características que limitan la eficiencia de la lixiviación convencional.

La caracterización físico-química del mineral, que incluye la determinación de su contenido metálico y su distribución granulométrica, es esencial para comprender su comportamiento y definir estrategias de mejora.

OBJETIVO.

Realizar la caracterización físico-química de un concentrado auropirítico refractario del estado de Zacatecas, con el fin de establecer una base sólida que permita interpretar su comportamiento en la lixiviación convencional con cianuro y orientar el desarrollo de estrategias para optimizar la recuperación de oro y plata

METODOLOGÍA.



DISEÑO DE ARREGLO EXPERIMENTAL.

↓

Cuarteo y manteo.

ASTM T248[1].

↓

Densidad del concentrado.

ASTM C188[2]

↓

Análisis de distribución granulométrica por difracción láser- Aplicando método matemático Rosin-Rammler

Equipo LA-950

↓

Ley del mineral (Copelación)

ASTM E1503

↓

Lixiviación con NaCN

RESULTADOS

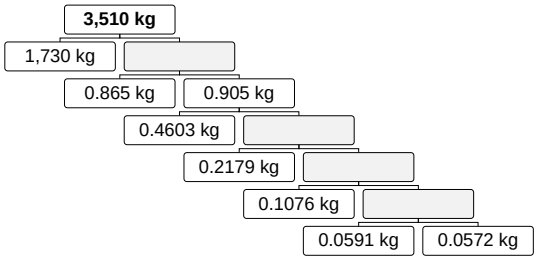
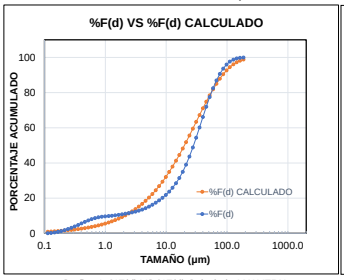


Diagrama 1. Cuarteo de concentrado auropiritico, peso inicial 3,510 kg.

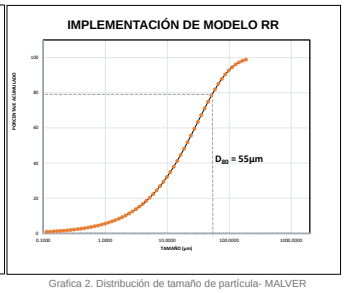
Se tomó en cuanta una muestra representativa de 0.0691 kg para realizar la prueba de la densidad analítica con el uso del matraz de Le Chatelier, con un volumen final de 18.5 ml

$$Densidad\ (\rho) = 3.82\ \frac{g}{ml}$$

ANALISIS GANOLUMETRICO, PSD MP MS3000 MALVERN – ROSIN-RAMMLER

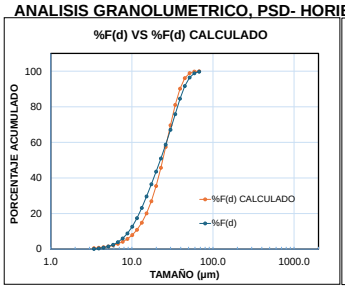


Grafica 1. %F(d) VS %F(d) Calculado-MALVERN

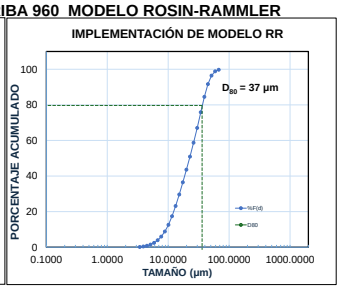


Grafica 2. Distribución de tamaño de partícula- MALVER

ANALISIS GRANOLUMETRICO, PSD- HORIBA 960 MODELO ROSIN-RAMMLER



Grafica 3. %F(d) VS %F(d) Calculado-HORIBA 960

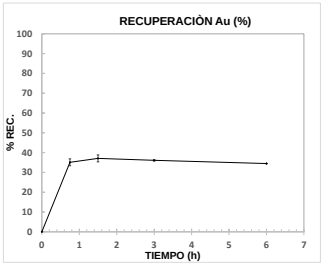


Grafica 4. Distribución de tamaño de partícula-HORIBA 960

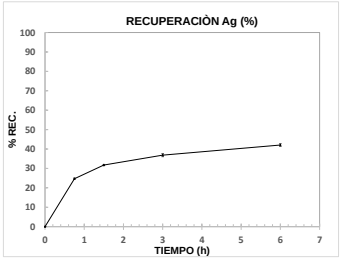
Se realizó el análisis del concentrado auropirítico en laboratorio metalúrgico Courtade S.A. de C.V.

Tabla 1. Ley del concentrado auropiritico.

Elemento químico	Ley del concentrado
Au	3.96 g/ton
Ag	272 g/ton



Grafica 5. Recuperación de Au (%)



Grafica 6. Recuperación de Ag (%)

CONCLUSIONES

La distribución granulométrica del concentrado auropirítico se ajustó adecuadamente al modelo de Rosin–Rammler, identificando al equipo Horiba 960 como el más representativo con un D80 de 37 µm. El análisis químico por copelación confirmó leyes de 3.96 g/ton de oro y 272 g/ton de plata. La baja recuperación obtenida, 37.1 % para oro y 42 % para plata, evidencia la naturaleza refractaria del mineral. Estos resultados fundamentan la necesidad de implementar pretratamientos oxidativos y molienda ultrafina para mejorar la disolución y recuperación de los metales preciosos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

[1]. Brittain, —The Problem of Sampling Powdered Solids,ǁ Pharmaceutical technology, pp. 67–73, 2002.
[2] .SALMANCO. C-188: Análisis de la Densidad de Materiales. Disponible en: https://salmanco.com/wp-content/uploads/2018/09/C-188.pdf [Accedido: 16 de octubre de 2024].

ESTUDIO DE LA DEPRESIÓN SELECTIVA DE ESFALERITA-PIRITA CON BIOPOLÍMERO F-250 EN PRESENCIA DE IONES Cu^{2+} Y Ca^{2+}.

Andrea Vanessa Silva-Ramírez, Santiago Vázquez-Montiel, Mario Corona-Arroyo, Ma. Mercedes Salazar-Hernández, Ricardo Solís-Rodríguez.

INGENIERÍA METALÚRGICA

Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología, División de Ingeniería, Universidad de Guanajuato. Ex-Hacienda de San Matías S/N. Guanajuato, Gto, 36020 México. Guanajuato 36000, México.

1. RESUMEN

En esta investigación se usó el biopolímero F-250 como alternativa a los depresores convencionales de pirita. Para evaluar la eficiencia de adsorción del biopolímero F-250 sobre la superficie de pirita y esfalerita se realizaron análisis de FT-IR y mediciones de potencial zeta en función del pH y de la concentración del biopolímero F-250, así como también el efecto de la presencia de iones de Cu^{2+} y Ca^{2+}; a su vez se realizaron pruebas de microflotación, evaluando las recuperaciones de ZnS y FeS_2, utilizando el colector 1661.

2. INTRODUCCIÓN

Dentro de los circuitos de flotación, la pirita (FeS_2) es un problema grave, debido a que forma parte de los minerales portadores de hierro que contaminan los concentrados de mineral de valor, por lo que se busca su depresión en el proceso. Los biopolímeros son fabricados a base de lignina, la cual es utilizada en la formación de complejos, contienen grupos hidrófilos como lo son los grupos sulfónico y carboxílico, además de grupos hidroxilo, todos conectados a un esqueleto de carbono hidrófobo (Mu et al. 2016).

3. OBJETIVOS

- Evaluar alternativas de depresores convencionales de pirita dañinos para el medio ambiente, especialmente en la separación esfalerita-pirita.
- Analizar el efecto del Biopolímero F-250 en la separación esfalerita-pirita, en presencia de iones Cu^{2+} y Ca^{2+}.

4. METODOLOGÍA

MICROFLOTACIÓN

Acondicionamiento (reactivos)
1. 5 ml de $CuSO_4$ ($150X10^{-6}$M)
2. 10 ml de $CaCl_2$ (0.1M)
3. 15 ml de F-250 (15ppm)
4. 5.2 µL de 1661 (100ppm)

Solución Madre
1g de mineral (-200# - +325# en solución de 100 ml con NaCl 0.02M.

Figura 1. Estudios de Microflotación, solución madrea previamente acondicionadas por 5' en cada adición.

Figura 2. Filtración del mineral recuperado.

Figura 3. Peso de mineral recuperado.

MEDICIÓN DE POTENCIAL ZETA

Solución Madre
0.3g de mineral (-635# o 20 micras) en solución de 100 ml con NaCl 0.02M.

Acondicionamiento (reactivos)
1. 1.5 ml de $CuSO_4$ ($150X10^{-6}$M)
2. 10 ml de $CaCl_2$ (0.1M)
3. 15 ml de F-250 (15ppm)

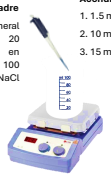


Figura 4. Ajuste de pH y acondicionamiento de 5' en cada adición de reactivos. Mantener siempre en contante agitación.

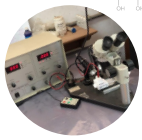


Figura 5. Medición de Potencial Zeta a 75-100 mV.

ANÁLISIS POR FT-IR

Solución Madre
0.7g de esfalerita y 0.3g de pirita ambos a -200# - +325# en solución de 100 ml con NaCl 0.02M.

Acondicionamiento (reactivos)
1. 5 ml de $CuSO_4$ ($150X10^{-6}$M)
2. 10 ml de $CaCl_2$ (0.1M)
3. 15 ml de F-250 (15ppm)
4. 5.2 µL de 1661 (100ppm)

Figura 6. Muestras previamente acondicionadas, filtradas y almacenadas con gas nitrógeno para evitar su oxidación.

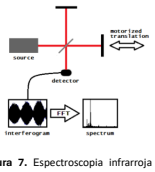


Figura 7. Espectroscopia infrarroja por transformada de Fourier FT-IR configuración. La muestra se coloca justo antes del detector

5. RESULTADOS

MICROFLOTACIÓN

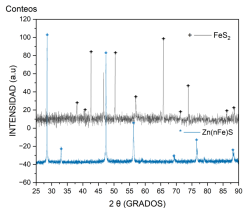


Figura 8. XRD patrones de esfalerita (abajo) (*PDF: 01-089-4936, Zn0.82 Fe0.175 S) y (arriba) pirita (*PDF: 01-071-1680).

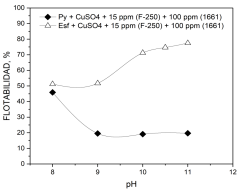


Figura 9. Flotabilidad de la esfalerita y pirita en función del pH, $CuSO_4$ [$150x10^{-6}$ M], F-250 [15 ppm] y colector 1661 [100 ppm]

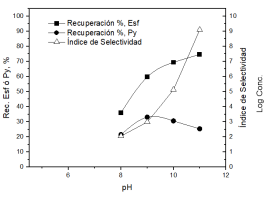


Figura 10. Índice de Selectividad en % Recuperación de esfalerita (0.7 g) y pirita (0.3 g) en función del pH, $CuSO_4$ [$150x10^{-6}$ M], $CaCl_2$ [0.1 M], F-250 [15 ppm] y colector 1661 [100 ppm].

DIAGRAMA DE ESPECIES

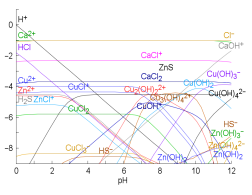


Figura 11. Diagrama de distribución de especies del sistema Cu-S-Zn-Ca-Cl-H_2O. [Cu]= $1.50x10^{-4}$ M; [Zn]= $3.08x10^{-2}$ M; [S]= $3.08 x10^{-2}$; [Ca] = 0.1 M; [Cl] = 0.1 M.

FT-IR

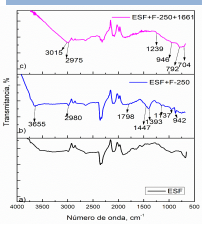


Figura 16. IR espectroscopia de esfalerita activada con Cu^{2+}+Ca^{2+} (a) antes y después de la adición de F-250 (b) y F-250 +1661(C).

MEDICIÓN DE POTENCIAL ZETA

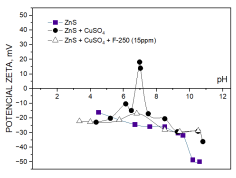


Figura 12. Potencial zeta de esfalerita, esfalerita activada-$CuSO_4$ [$150x10^{-6}$ M], y en presencia de F-250 [15 ppm].

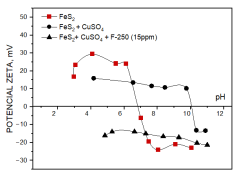


Figura 13. Potencial zeta de pirita, pirita activada-$CuSO_4$ [$150x10^{-6}$ M] y en presencia de F-250 [15 ppm].

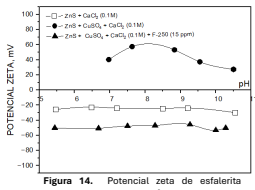


Figura 14. Potencial zeta de esfalerita activada-$CuSO_4$ [$150x10^{-6}$ M] en presencia de iones de calcio y F-250.

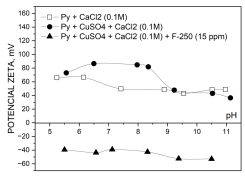


Figura 15. Potencial zeta de pirita activada-$CuSO_4$ [$150x10^{-6}$ M]] en presencia de iones de calcio y F-250.

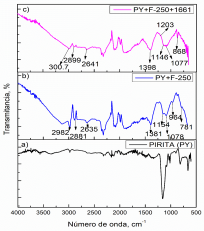


Figura 17. IR espectroscopia de pirita activada con Cu^{2+}+Ca^{2+} (a) antes y después de la adición de F-250 (b) y F-250 +1661(C).

6. CONCLUSIONES

- La flotabilidad y recuperación entre pirita y esfalerita después de las pruebas de microflotación da como mejores resultados los porcentajes 30-60%, 30-70% y 20-80% al tener pH alcalinos (9-11), teniendo un índice de selectividad de 6-9.5 en cuestión de la evaluación del pH.
- El análisis del potencial zeta de la esfalerita (ZnS) y pirita (FeS_2), y a su vez el análisis de FT-IR muestran que el $CuSO_4$ activa la esfalerita generando sitios de cobre, evidenciado por el cambio del potencial zeta a valores menos negativos en pH 6–7. El F-250, potenciado por $CaCl_2$ a pH 10.5, se adsorbe fuertemente, desplazando el potencial zeta negativamente, sobre todo en pirita oxidada. La interacción F-250/esfalerita disminuye a pH >9.5, indicando menor retención del lignosulfonato en condiciones alcalinas. Los datos de ATR-IR apoyan la estabilidad de la película polimérica en pirita.

PÓSTER DÍGITAL

7. AGRADECIMIENTOS

Al Consejo Nacional de Humanidades, Ciencias y Tecnologías (CONAHCyT) por su apoyo financiero a través del proyecto A1-S-9361.

8. BIBLIOGRAFÍA

Mu, Y., Peng, Y. & Lauten, R. A. (2016). The mechanism of pyrite depression at acidic pH by lignosulfonate-based biopolymers with different molecular compositions. Minerals Engineering.

Industria 4.0 Aplicada en Minería

(Equipos de Rezagado y Acarreo)

Carlos Reyes Escamilla — Mina Cerro Los Gatos
Franco Morales Castañeda — First Majestic Silver Corp.

RESUMEN

La implementación de Industria 4.0 en minería, específicamente en Camiones y Cargadores, busca disminuir fallas críticas en el tren de fuerza, ya que estas han provocado incidentes graves como conatos de incendio, interrupciones en la producción y riesgos para la salud.

INTRODUCCION

Entre enero y mayo de 2024, se registraron en promedio 17,115 eventos en camiones y 86,190 en cargadores relacionados con prácticas operativas fuera de estándar dañando el tren de fuerza, generando incidentes de alto riesgo. **Objetivo:** Reducir significativamente estos eventos para mejorar la seguridad y confiabilidad operativa

METODOLOGIA

Pasos del Proyecto

El proyecto consta de cinco fases: selección del equipo de analistas, identificación de las fallas y prácticas fuera de estándar, plan de formación de los analistas, análisis de datos y retroalimentación. De estos, el segundo y el cuarto son especialmente relevantes, ya que permiten identificar las causas de las fallas fuera de estándar y generar resultados oportunos para su corrección.

Desarrollo

La fase operativa del proyecto se enfoca en presentar los resultados del análisis a todas las cuadrillas y después retroalimentar en campo.

Resultados Disminución Eventos

Se logro disminuir los eventos fuera de estándar significativamente.

17,115 → 399 **98%**

86,190 → 648 **99%**

Resultados Costos Refacciones

FIRST MAJESTIC SILVER CORP.

$USD - Costo Historico Tren de Fuerza

Costo por año

Año	USD
2022	$349,440
2023	$300,773
2024	$251,277
2025	$85,713
Total	$987,203

Costo por modelo

Familia	Año	USD	USD por equipo
Camiones	2022	$283,187	$40,455
	2023	$181,138	$30,190
	2024	$163,186	$23,312
	2025	$22,692	$3,782
Scoop Tram	2022	$66,253	$8,282
	2023	$119,635	$14,959
	2024	$88,091	$9,788
	2025	$63,021	$9,003

El costo promedio en tren de fuerza por año para los años:

2022 2023 2024

USD 301 k

De enero a junio del:

2025

USD 86 k

Con una proyección de cierre de y ahorro de:

USD 120 k **USD 181 k**

Oportunidad de Extracción

La imagen muestra la oportunidad expresada en USD de las toneladas de mineral que pudimos extraer evitando las fallas de los componentes del tren de fuerza.

FIRST MAJESTIC SILVER CORP.

Oportunidad por Año

Año	Promedio t/h	Promedio hrs reparación	Toneladas sin producir	USD NSR Promedio	Oportunidad
2022	34	260	8,840	200	$1,768,000
2023	34	220	7,480	200	$1,496,000
2024	34	160	5,440	200	$1,088,000
2025	34	50	1,700	200	$340,000
					Oportunidad
					$4,692,000

Conclusiones

La implementación del proyecto Industria 4.0 en minería ha generado mejoras significativas: se redujeron los eventos fuera de estándar, lo que disminuyó costos de refacciones en el tren de fuerza; se aumentó la disponibilidad operativa de los equipos, favoreciendo el cumplimiento de metas de producción segura; y los operadores han desarrollado mayores competencias operacionales.

Monitoreo Subsidencias de Minado Block Caving
Mina La Encantada, Ocampo, Coahuila, Méx.

Autores. - Christian Rico Uribe
Entidad de adscripción. - First Majestic Silver Corp (FMSC)

Resumen

La presente detalla la implementación, del monitoreo de subsidencias superficiales, generadas a partir del minado Block Caving en subterránea.

Contemplando las nuevas tecnologías (uso drones), teniendo un mejor control-seguimiento-seguridad de las operaciones tanto subterráneas como superficiales, elevando y contribuyendo a la toma de decisiones preventivas/asertivas para garantizar la continuidad de las operaciones y una explotación secuenciada.

Denotando el equipo multidisciplinario en geociencias, pilotos certificados en RPAS ante instancias federales (AFAC y SCT).

Este, refiere a mina La Encantada (situada en Ocampo, Coahuila, México) consistiendo en extracción de plata con operaciones mina subterránea. Cuenta con yacimientos en mineralización de plata, tales como skarn, manto, chimenea, brecha y vetas.

El Block Caving, metodología de minería subterránea, refiere la explotación de cuerpos masivos mineralizados, mediante el hundimiento natural y provocado. Contemplando la subdivisión del cuerpo mineralizado en bloques, posterior hundimiento de columnas mineralizadas desde la apertura del nivel de hundimiento mediante barrenación y voladura, generando la fragmentación de roca y caída de esta por propio peso, para extracción y beneficio.

Como monitoreos constantes, del equipo de mecánica de rocas, se cuenta con instrumentación de cables inteligentes, cámara de video grabación las 24 horas, puntos fijos con medición extensómetro.

Alterno, el monitoreo mediante drones brinda una fotogrametría del crater subsidencia superficial; obteniendo un modelo tridimensional que se compara con monitoreos anteriores para obtención de volumetrías (corte y relleno) y evolución del mismo (crecimiento y agrietamiento), posterior se cuantifica el volumen de extracción por operación subterránea para la evaluación y determinación si la subsidencia está reconociendo correctamente sin generar cavidades (evitando efecto pistón o airblast) que comprometa la seguridad de las operaciones y personal.

Estas en conjunto arrojan datos relevantes que se correlacionan con la explotación y brindan un mapeo continuo de la evolución del cráter superficial y posibles afectaciones; derivando en toma de decisiones pro-activas como cambios e inhabilitación de instalaciones y obras, secuenciamiento de puntos de extracción, y decisiones de fortificación u soporte de obra subterránea.

Toda la información se correlaciona geoespacialmente (secciones, mapeos, geología, etc.) con visualización completa de la operación y análisis interdisciplinaria.

Introducción

Los trabajos de monitoreo tienen lugar en unidad minera La Encantada, localizada en el municipio de Melchor Ocampo, Coahuila, México propiedad First Majestic, la cual consiste en una operación minera de extracción de plata con mina subterránea en la cual se tiene el tipo de minado Block Caving. La mina cuenta con yacimientos en mineralización de plata, tales como skarn, manto, chimenea, brecha y vetas. Dentro de esta, se tienen dos subsidencias principales, una denominada El Plomo que comprende a mina la encantada (Brecha San Javier, Milagros, Bonanza) y una segunda denominada La Prieta, la cual contempla la mayor atención y análisis, dada la cercanía con la infraestructura operativa (oficinas, molinos, almacén, etc.), está la comprende mina la Prieta.

El Block Caving, metodología de minería subterránea, refiere la explotación de cuerpos masivos mineralizados, mediante el hundimiento natural y provocado. Contemplando la subdivisión del cuerpo mineralizado en bloques, posterior hundimiento de columnas mineralizadas desde la apertura del nivel de hundimiento mediante barrenación y voladura, generando la fragmentación de roca y caída de esta por propio peso, para extracción y beneficio.

Como monitoreos constantes, del equipo de mecánica de rocas, se cuenta con instrumentación de cables inteligentes, cámara de video grabación las 24 horas, puntos fijos con medición extensómetro. Adicionalmente, se realiza el monitoreo mediante drones, el cual brinda una fotogrametría del cráter (subsidencia superficial); obteniendo un modelo tridimensional que se compara con monitoreos anteriores para obtención de volumetrías (corte y relleno) y evolución del mismo (crecimiento y agrietamiento), posterior se cuantifica el volumen de extracción por operación subterránea para la evaluación y determinación si la subsidencia está reconociendo correctamente sin generar cavidades (evitando efecto pistón o airblast) que comprometa la seguridad de las operaciones y personal.

Estas en conjunto arrojan datos relevantes que se correlacionan con la explotación y brindan un mapeo continuo de la evolución del cráter superficial y posibles afectaciones; derivando en toma de decisiones pro-activas como cambios e inhabilitación de instalaciones y obras, secuenciamiento de puntos de extracción, y decisiones de fortificación u soporte de obra subterránea.

El desarrollo del presente surge de la necesidad de tener un mayor estándar en seguridad operativa y derivado de la disponibilidad de tecnología dentro de la compañía minera. Se cuenta con un equipo de geomática (brindando atención a topografía, fotogrametría, concesiones, auditorías, etc), el cual dispone de equipamiento tecnológico como lo son los drones.

Conforme se fue desarrollando la utilización de los drones en superficie, y teniendo los resultados favorables; surge la integración de estos a un monitoreo de subsidencias superficiales (generadas por los minados de block caving). En un principio, los monitoreos eran sencillos, contemplando los mapeos de agrietamientos y la evolución del cráter (su crecimiento) de manera grafica con la interpretación de la ortofoto. Posterior y en conjunto con el equipo de geociencias de la compañía(geotecnia, geomecánica), se desarrolla una metodología de análisis con un nivel de detalle más alto (involucrando tonelajes de extracción en interior mina, generación de secciones, modelo 3D de subsidencia, comparativas de superficies para visualización de corte y relleno en subsidencia, análisis de extracción en subterránea Vs asentamiento superficial, consideraciones en el dinamismo de los puntos de extracción subterránea, modelos geológicos 3D, etc.).

Todo lo anterior, con el objetivo de garantizar una operación segura (tanto para el personal como de instalaciones) evitando la formación de cavidades y algún incidente de efecto pistón (airblast), así como la toma de decisiones y acciones preventivas en pro de la continuidad de operaciones.

Dentro de los estudios previos, encontramos análisis con enfoque geomecánica; los cuales consideran una proyección y análisis del crecimiento de las subsidencias superficiales (cráter) conforme los ritmos de explotación y la proyección de vida de mina.

Para la subsidencia denominada el Plomo se utiliza los resultados de un método empírico de subsidencia de Laubscher´s, generado en Julio del 2017. Del cual se contempla la huella de afectación máxima conforme el ritmo (tonelaje) de explotación. **(Figura 1)**

Para la subsidencia denominada la Prieta se utiliza un método numérico, simulando las condiciones actuales y de proyección de subsidencia, este estudio se generó en Julio 2017 y cuenta con dos actualizaciones la primera en Enero del 2020 y la segunda en Diciembre 2022. Contemplando de igual manera la progresividad del crecimiento de huella en subsidencia conforme el ritmo de explotación. **(Figura 2)**

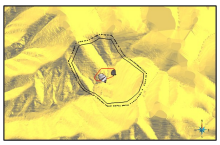


Figura 1. Límites empíricos de hundimiento, subsidencia el Plomo (estudio 2017)

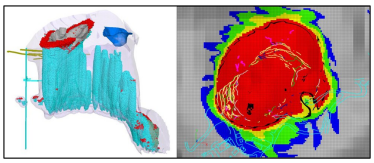


Figura 2. Límite de fracturas y daño en infraestructura después de la simulación.

Metodología

Fotogrametría

Se realiza el análisis del polígono de subsidencia, para consideraciones y extensión de vuelo con dron, identificando las áreas para localización de puntos de control terrestre (ground control points), estos se localizarán fuera del área de afectación directa (evitando agrietamientos y área donde el terreno se encuentra comprometido) procurando terreno firme.

Se procede a la activación en campo

Marcaje de puntos de control terrestre, mediante GPS diferencial

Generación de plan de vuelo para dron (indicando polígono de extensión, altura de vuelo, velocidad, ángulo de cámara, traslape de imágenes).

Vuelo de dron, recolección de imágenes para ortomosaico; considerando la preparación del equipo (condiciones óptimas mecánicamente y de clima para un vuelo seguro). **(Figura 3,4)**

Figura 3. Localización de puntos de control terrestres (ground control points)

Figura 4. Zona despegue dron

Proceso gabinete. **(Figura 5)**

Descarga de puntos de control terrestre (coordenadas X,Y, Z)

Descarga de imágenes dron

Ingreso de imágenes en software de post-proceso, para generación de ortomosaico. Proceso rápido para visualización de ortofoto y corroboración de que el trabajo en campo fue favorable (calidad de imagen y extensión de cobertura)

Proceso de imágenes a detalle; georreferenciando las mismas con los puntos de control terrestre (esto para poder dar precisión a la ortofoto y modelo de configuración de terreno) optimizando la posición y calidad de información derivada del vuelo (curvas de nivel, modelo 3D, ortofoto).

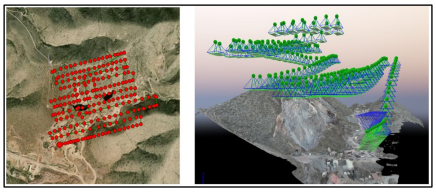


Figura 5. Imágenes para interpolación y generación ortomosaico.

Modelos 3D, volumetrías corte VS relleno. **(Figura 6)**

Con los resultados del post-proceso correspondiente al dron; se inicia el análisis a detalle de la información y los sub-productos del mismo.

En primera instancia tomamos el modelo 3D de la subsidencia superficial (cráter), para una comparativa de volumetrías, considerando el 3D actualizado y el inmediato anterior, obteniendo tonelajes de corte y relleno (para interpretación de las áreas que tuvieron deslizamientos y asentamiento por extracción en el cráter).

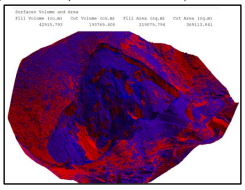


Figura 6. Subsidencia, modelo 3D cálculo de volumen.

Generación planos y secciones

Secciones transversales

Se integra la información de obra subterránea, y se generan secciones para visualización conforme los puntos de extracción y como fue el avance de la subsidencia en superficie; identificando las áreas que tuvieron cambios y determinando causas y correlación con la extracción en interior.

Mapeo fracturamientos y limite cráter (avances y nuevos hallazgos)

Tomando la base del levantamiento anterior (el mapeo general de la subsidencia), se actualiza la ortofoto y se realiza la nueva digitalización de agrietamientos superficiales y el crecimiento del cráter sus límites, y la toma de distancias conforme la infraestructura crítica de instalaciones operativas.

Comparativa con método numérico de afectación en subsidencia (visualización de huella, conforme tiempo y volumen)

Se toma una primera visualización general con los puntos particulares de toda la operación referente a la subsidencia de estudio. **(Figura 7)**

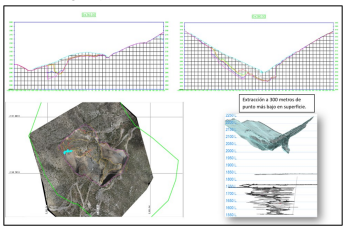


Figura 7. Mapeo de fracturamientos, secciones transversales, modelo 3D.

Puntos de extracción

Volumetrías de extracción, por cuerpo/nivel/crucero

Se realiza un composito de la extracción que influencia la subsidencia, teniendo la extracción de cada drawpoint (tonelaje) y su espacialización (coordenadas X,Y,Z) para referencias. Con esto obteniendo la estadística de su participación en la extracción total (correspondiente al análisis).

Plano general

Completada la información, se integra en un plano general para visualización y análisis en 3D y 2D; determinando, así como fue el ritmo de operación subterránea (las áreas de producción) y como interactuó con el asentamiento en la subsidencia. **(Figura 8)**

Figura 8. Plano localización puntos de extracción subterránea VS superficie.

Comparativa de volumetrías (Air-blast)

Volumen de extracción (visualización de huella para tonelaje de extracción acumulado). **(Tabla 1)**

LA PRIETA ITASCA					
	Extracción Interior Mina			Acumulado	
Mes Operación	Plan	Real		Plan	Real
Octubre_2020	54,548.00	63,796.41		54,548.00	63,796.41
Noviembre_2020	54,839.30	72,620.03		109,387.30	136,416.44
Diciembre_2020	54,282.48	69,599.73		163,669.78	206,016.17
Enero_2020	45,646.23	72,174.38		209,316.01	278,190.55
Febrero_2021	48,500.00	68,556.48	T	257,816.01	346,747.03
Marzo_2021	48,643.00	71,581.31	O	306,459.01	418,328.34
Abril_2021	49,459.86	83,155.48	N	355,918.87	501,483.82
Mayo_2021	53,008.91	72,745.82	E	408,927.78	574,229.64
Junio_2021	52,755.00	74,161.48	L	461,682.78	648,391.12
Julio_2021	54,456.15	82,678.33	A	516,138.93	731,069.45
Agosto_2021	52,786.00	91,274.10	D	568,924.93	822,343.55
Septiembre_2021	51,286.00	81,873.52	A	620,210.93	904,217.07
Octubre_2021	51,179.00	82,748.87	S	671,389.93	986,965.94

Tabla 1. Volúmenes extracción subterránea (producción) VS planeado.

Volumen reflejado en superficie VS volumen extracción interior mina; Volumen acumulado reflejado en superficie VS volumen acumulado extracción interior mina, desde inicio monitoreos. **(Tabla 2)**

Escenario	Vuelos de Monitoreo			Escenario	Extracción Interior Mina		
16.-	03_Febrero al 19_Abril 2023	110,220.36	113.9%	16.-	03_Febrero al 19_Abril 2023	125,562.04	
17.-	19_Abril al 11_Julio 2023	151,540.95	122.5%	17.-	19_Abril al 11_Julio 2023	185,696.59	
18.-	11_Julio al 22_Septiembre 2023	211,441.99	66.6%	18.-	11_Julio al 22_Septiembre 2023	140,736.62	
19.-	22_Septiembre al 14_Diciembre 2023	157,935.74	83.9%	19.-	22_Septiembre al 14_Diciembre 2023	132,445.50	
20.-	14_Diciembre al 15_Febrero 2023-	29,045.33	95.3%	20.-	14_Diciembre al 15_Febrero 2023-	27,685.38	
21.-	15_Febrero al 19_Abril 2024	54,601.71	63.7%	21.-	15_Febrero al 19_Abril 2024	34,760.94	
22.-	19_Abril al 25_Agosto 2024	62,024.66	274.3%	22.-	19_Abril al 25_Agosto 2024	170,132.90	
23.-	25_Agosto al 17_Octubre 2024	118,016.66	66.3%	23.-	25_Agosto al 17_Octubre 2024	78,239.58	
24.-	17_Octubre al 06_Febrero 2024-	87,405.45	137.4%	24.-	17_Octubre al 06_Febrero 2024-	120,094.55	

Tabla 2. Comparativa volúmenes extracción interior mina VS subsidencia superficial

Análisis ritmo de explotación metros cúbicos por día, análisis ritmo evolución cráter metros cúbicos por día. **(Tabla 3)**

Ritmo Explotación "LA PRIETA"				
Escenario	Periodo	Días Transcurridos	M3/Día Superficie	M3/Día Interior
16.-	03_Febrero al 13_Abril 2023	72	612.94	697.57
17.-	13_Abril al 11_Julio 2023	89	681.08	834.59
18.-	11_Julio al 22_Septiembre 2023	73	1,158.59	771.16
19.-	22_Septiembre al 14_Diciembre 2023	83	760.99	638.29
20.-	14_Diciembre al 15_Febrero 2023-	63	184.41	175.78
21.-	15_Febrero al 19_Abril 2024	64	341.26	217.26
22.-	19_Abril al 25_Agosto 2024	128	193.83	531.67
23.-	25_Agosto al 17_Octubre 2024	53	890.69	590.49
24.-	17_Octubre al 06_Febrero 2024-	112	932.16	428.91

Tabla 3. Tabla monitoreo, volumen por día en subsidencias (subterránea y superficie).

Análisis instrumentación en subsidencia (lectura cables inteligentes, monitoreo de puntos, lectura sismógrafo, visualización registro de videocámara). **(Figura 9 y 10)**

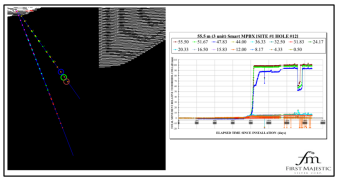


Figura 9. Plaza 1 de monitoreo cables inteligentes.

Figura 10. Lecturas sismógrafo .

Resultados

Los resultados de la presente técnica, han permitido trabajar bajo un ambiente seguro y de mayor control en la operación, así como la toma de decisiones oportunas para garantizar la seguridad.

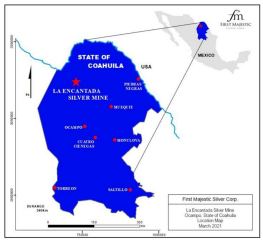


Figura 11. Localización Mina La Encantada.

Conclusiones

1. La utilización de esta técnica ha permitido una visualización más amplia y puntual de zonas inaccesibles, como lo es el centro del cráter, con esto brindando el panorama y condiciones en las que se encuentra y su seguimiento; dando un grado de certidumbre mayor en temas de seguridad y continuidad para la operación.
2. Se muestra la integración de los avances tecnológicos aplicados en la industria minera, y como en beneficio tener una amplia aplicación para llevar a cabo estándares de ingeniería/seguridad y las distintas ciencias que competen, a un nivel más elevado de calidad y análisis.
3. Con la integración de toda la información generada y analizada, se determinan las resoluciones respecto la continuidad de operaciones; siempre ponderando la seguridad e integridad de toda la cadena de valor en la misma (personal, infraestructura general).

El detalle de las resoluciones considera:

Análisis de cercanía infraestructura, con cráter de subsidencia

Evaluación de diferencias generales en tonelajes de extracción y reflejado en superficie

Evaluación información de compósito resultados monitoreos

Toma de acciones preventivas/correctivas

Infraestructura

Puntos de extracción

Como estudios siguientes recomendados para calibración de la información del monitoreo actual se considera el uso de tecnología satelital por medio del estudio interferométrico InSAR para obtener deformaciones (precisión milimétrica) del terreno con satélites radar, con ello sería posible comparar la velocidad de deformación en la subsidencia con ambas técnicas desde el sitio Vs satelital. Además, se podrán valorar factores externos (e.g. clima), dado que, durante lluvias, la precipitación aportada en el área de estudio promueve teóricamente una mayor velocidad de asentamiento ya sea por el incremento del peso o bien al lubricar los contactos del macizo rocoso en desplazamiento.

Agradecimientos

A la dirección de First Majestic Silver Corp, al departamento de servicios tecnicos del corporativo, unidad minera La Encantada, por permitir compartir la experiencia acerca de las técnicas usadas para el monitoreo y sirva de referencia a la industria minera en México.

Referencias

- *Varun, Ghazvinian & Garza-Cruz, 12/22/2022, 2022 Update of Subsidence Analysis at La Encantada Mine*
- *Amri Sinhuaji, 10/26/2015, Mining Method Selection – Trade Off Studies*
- *Corporate Presentation, 09/01/2023, First Majestic*
- *D. Negrete, 08/14/2017, Aspectos geomecánicas en la operación de chorros First Majestic*

XXXVI Convención Internacional de Minería- AIMMGM
Acapulco, México 2025

Interferometría Radar Satelital InSAR: Hacia un estándar minero de control remoto de la estabilidad del terreno.

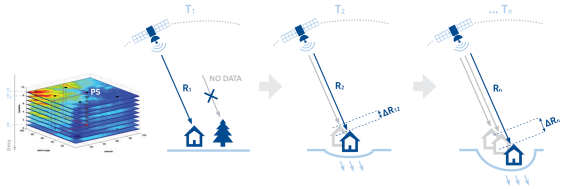
InSAR satellite monitoring for the detection of ground instabilities in mining.

Ciscu Sánchez[1],
(1) TRE ALTAMIRA SLU, Barcelona, Spain

En minería, gestionar de manera eficaz los riesgos relacionados con las inestabilidades del terreno es una preocupación primordial para garantizar la seguridad, prevenir costos y proteger el medio ambiente. La Interferometría Radar de Apertura Sintética (InSAR) continúa siendo y se establece como una tecnología esencial, que revoluciona la gestión del riesgo geotécnico gracias a sus múltiples beneficios, sobradamente probados en el entorno minero por algo más de dos décadas. El InSAR actúa como una capa de información crucial, prácticamente un estándar en minería, ofreciendo una visión sin precedentes, precisa, detallada y de forma totalmente remota.
Una metodología robusta que, a través del análisis de datos satelitales radar SAR de múltiples bandas y órbitas, permite la detección temprana de deformaciones milimétricas, incluyendo movimientos precursores que, anticipados, pueden jugar un papel clave en la gestión proactiva del riesgo geotécnico.

QUÉ ES EL INSAR?

La Interferometría Radar de Apertura Sintética (InSAR) utiliza datos de sensores radar, embarcados en satélites, para calcular cambios en la distancia entre el satélite y la superficie terrestre. La detección de esta variación, basada en la diferencia de fase entre pares de imágenes radar o interferogramas, en diferentes momentos determinados del tiempo, permite estimar estos cambios de distancia y detectar su evolución. Comparando un Interferograma con otros sucesivos en el tiempo es posible calcular estos cambios de fase que se pueden relacionar con movimientos del terreno o de infraestructuras en el tiempo. La tecnología InSAR proporciona un inventario de los movimientos de la superficie en la dirección o línea de visión satelital durante un periodo determinado con precisión milimétrica y una cobertura espacial y temporal inigualable.



Principios de la Interferometría Radar avanzada (Procesado Multi-imagen SAR).

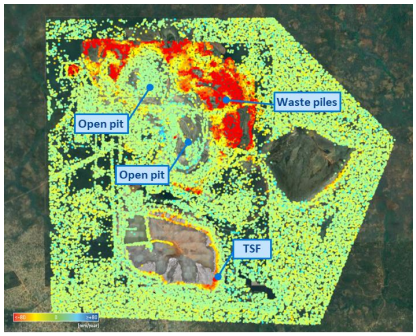
APLICACIÓN EN MINERÍA

En minería la interferometría satelital InSAR se viene aplicando desde hace más de dos décadas como una capa de información esencial dentro de todo el ecosistema de monitoreo geotécnico. Es una tecnología ampliamente probada, contrastada y aceptada en el rubro minero. La amplia disponibilidad, incluso de datos del pasado, característica exclusiva de la tecnología InSAR, permite monitorizar todo el distrito minero y aquellas zonas que no cuentan con instrumentación y además en diferentes estadios constructivos o diferentes niveles de actividad: Pre-construcción, Operación y/o Cierre, por lo que se pueden definir diferentes tipos de estudios.

ALGUNAS CARACTERÍSTICAS DE LA SOLUCIÓN

ANÁLISIS DEL DISTRITO MINERO COMPLETO

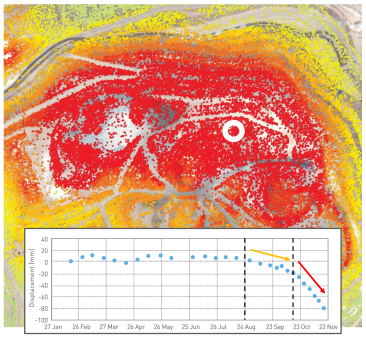
La amplia cobertura de los datos SAR satelitales permiten monitorizar el distrito minero completo con todos sus activos al mismo tiempo de manera completamente remota.



Mapa de deformación del terreno en mina a cielo abierto [mm/año].

SENSIBILIDAD A MOVIMIENTOS LENTOS, A CAMBIOS DE TENDENCIA Y PRECURSORES

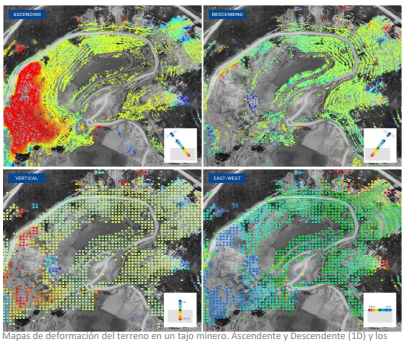
Debido a la alta sensibilidad a desplazamientos lentos y a los cambios de tendencia es posible detectar efectos superficiales de inestabilidad en desarrollo antes de que se produzca cualquier evidencia visible (precursores.)



Detección de precursores y de asentamiento diferencial en tepetates.

DETECCIÓN DE COMPONENTES VERTICAL Y ESTE-OESTE

La combinación de las órbitas Ascendente y descendente permiten derivar las componentes Vertical y Este-Oeste para facilitar la interpretación geotécnica.



Mapas de deformación del terreno en un tajo minero. Ascendente y Descendente (1D) y los mapas de proyección de movimiento vertical y Este-Oeste (mapas 2D).

CONCLUSION

El InSAR se ha consolidado como una tecnología esencial en el ecosistema de monitoreo geotécnico minero que ofrece un nivel de detección y una precisión sin rival en relación con la gran cobertura que ofrece. Junto a otros aspectos de la tecnología como la detección temprana y la particularidad de poder realizar estudios retrospectivos en el tiempo, el costo y el hecho de que sea totalmente remota hacen que sean difícilmente sustituibles sus aportes al monitoreo minero. Además, la complementariedad y la integración con otros sistemas de monitoreo es completa y necesaria.

ciscu.sanchez@tre-altamira.com

XXXVI CONVENCIÓN INTERNACIONAL DE MINERÍA ACAPULCO 2025
LA MINERÍA UNIDA POR MÉXICO

MINERAL CUARZO COMO ATENUADOR CONTRA NEUTRONES

Claudia Angélica Márquez-Mata[1]*, Ángel García-Durán[2], Joel Vázquez Bañuelos[3], Guillermo Eduardo Campillo-Rivera[4], Héctor Rene Vega-Carrillo[2], Ma. Jesús Mata-Chavez[2]

[1]*Universidad Tecnología del Norte de Aguascalientes*
[2]*Universidad Autónoma de Zacatecas*
[3]*TecNM/Instituto Tecnológico de Aguascalientes*
[4]*Departamento de Protección Radiológica, Instituto Nacional de Investigación Nuclear*
Email: angiemata20@gmail.com

Introducción

Hoy en día, el estudio de nuevos materiales para atenuar la radiación es fundamental; algunos de estos estudios se centran principalmente en los neutrones. El concreto es el material más utilizado como atenuador tanto de neutrones como de rayos gamma. Otros materiales utilizados como atenuadores de neutrones son el polietileno puro con una alta concentración de hidrógeno, así como el boro, que se utiliza principalmente para neutrones térmicos. El hidrógeno se utiliza para reducir la energía de los neutrones.

El cuarzo se ha estudiado previamente como atenuador de energías inferiores a 60 keV, debido a que es uno de los minerales más abundantes en la corteza terrestre. Pertenece a las tres clasificaciones de rocas: ígneas, metamórficas y sedimentarias. Su dureza es de 7 en la escala de Mohs, equivalente a 12,2 GPa. Tiene una densidad media de 2,6 g/cm³ y una estructura cristalina hexagonal.

Materiales y métodos

Se utilizó el simulador estadístico Monte Carlo**,** para el cual fue necesario la composición elemental de los materiales así como su densidad.

Las fuentes isotrópicas utilizadas fueron: ^{238}PuLi (0.51 MeV), ^{241}AmB (2.4MeV), ^{241}AmBe (3.2 MeV), ^{241}AmF (1.8 MeV), ^{241}AmLi (0.4 MeV), ^{252}Cf (2.13 MeV), ^{252}Cf/D_2O (0.6 MeV), ^{239}PuBe (4.9 MeV) y Maxweliana (1.42 MeV). También se utilizaron fuentes monoenergéticas con energías de 1E-9 a 20 MeV.

Las muestras se simularon en forma de cilindro con un radio de 20 cm y un grosor que aumenta 1 cm con cada simulación, hasta llegar a 10 cm.

Se estudiaron siete variedades de cuarzo, Amatista, Cristal de Roca, Lechoso, Calcedonia, Rosa, Flint y Jasper.

Resultados

Para las fuentes isotópicas, se obtuvo la dosis absorbida [MeV/g], donde se observa el mismo patrón para las seis variedades de cuarzo, con una pequeña diferencia en la fuente ^{241}AmBe, donde el cuarzo flint y el cuarzo jaspe presentan una dosis menor. Por otro lado, el cuarzo cristal de roca presenta la mayor dosis de absorción. Esto se observa en la Figura 1.

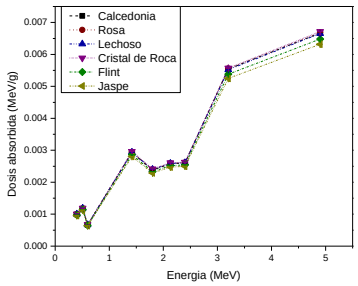


Figura 1 Respuesta de seis variedades de cuarzo a fuentes de neutrones isotópicos.

Para estas mismas fuentes isótropas, pero ahora para cuarzo amatista, para el cual existen cinco muestras diferentes de distintas vetas, la comparación de la dosis absorbida se observa en la figura 2, donde se observa la diferencia en estas en distintas fuentes.

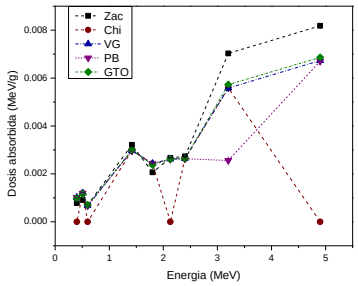


Figura 2 Respuesta de muestras de cuarzo amatista a fuentes de neutrones isótropos.

En cuanto a las fuentes monoenergéticas (figura 3), la mayor característica es el pico prominente del cuarzo cristal de roca.

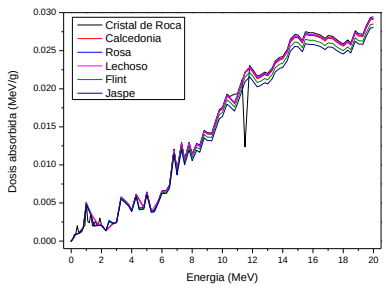


Figura 3 Respuesta de seis variedades de cuarzo a fuentes de neutrones monoenergéticas.

En las muestras de cuarzo amatista, la similitud se observa en casi todo el espectro de las cinco muestras.

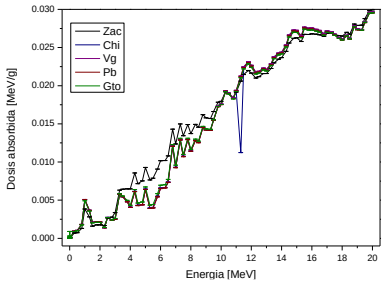


Figura 4 Respuesta de muestras de cuarzo amatista a fuentes de neutrones monoenergéticas.

Conclusiones

Se puede concluir que las siete variedades de cuarzo presentan la misma respuesta para neutrones monoenergéticos e isotrópicos.

Para las fuentes isotrópicas, se concluye que el cuarzo amatista de la veta Zacatecas presenta la mejor respuesta de atenuación, mientras que el jaspe presenta la peor respuesta. Por otro lado, las variedades de cuarzo amatista PB y CHI presentan comportamientos diferentes, con picos interesantes en las fuentes 241AmBe (3.2 MeV) y 241AmB (2.4 MeV), y 239PuBe (4.9 MeV), respectivamente.

Para las fuentes monoenergéticas, se concluye que el cuarzo cristal de roca presenta la absorción más baja, a diferencia de las demás variedades de cuarzo, que presentan la misma tendencia en todo el espectro de baja energía, hasta 4 MeV. Además, se puede concluir que el cuarzo con mayor absorción es el Cuarzo Lácteo. En el cuarzo amatista, para fuentes monoenergéticas, la respuesta es similar, excepto en el cuarzo de veta Chihuahua, que presenta poca absorción a 11,3 MeV. Esto nos lleva a la conclusión de que el cuarzo amatista se comporta de manera similar independientemente de su veta de origen.

Referencias

Briesmeister, J. F. (2000). MCNPTM-A general Monte Carlo N-particle transport code. *Version 4C, LA-13709-M, Los Alamos National Laboratory, 2*.

El-Khayatt, A. (2017). Calculation of photon shielding properties for some neutron shielding materials. *Nuclear Science and Techniques*, *28*(5), 69.

Marquez-Mata, C. A., Mata Chavez, M. J., Campillo-Rivera, G. E., Vazquez-Bañuelos, J., Garcia-Duran, A., & Vega-Carrillo, H. R. (2021). Shielding features of seven types on natural quartz. *Applied Radiation and Isotopes*, *167*, 109450. doi: https://doi.org/10.1016/j.apradiso.2020.109450

Singh, V. P., Shirmardi, S. P., Medhat, M. E., & Badiger, N. M. (2015). Determination of mass attenuation coefficient for some polymers using Monte Carlo simulation. *Vacuum*, *119*, 284-288. doi: https://doi.org/10.1016/j.vacuum.2015.06.006

Evaluación de espumantes Transfoamer en un proceso de flotación plomo-cobre

Edgardo Manuel
Ing. Metalurgico
Technical Representative
SYENSQO

INTRODUCCIÓN

Resumen.

En base a las necesidades de un proceso de flotación Pb-Cu para reducir la flotación de Zn, durante el primer semestre del 2025 se llevaron a cabo pruebas en laboratorio, utilizando muestra compuesta y muestra en pulpa. Para estas evaluaciones se emplearon espumantes de nueva tecnología TRANSFOAMER™ frente a un espumante MIBC (Metil Isobutil Carbonil). Los resultados después de 3 etapas de evaluaciones mostraron potencial para disminuir el grado-recuperación de Zn y se observaron algunas mejoras en las cinéticas de flotación de Ag, Pb y Cu.

Antecedentes.

- Flotación excesiva de Zn durante el 2024, registrando grados desde 2% hasta 13% y recuperaciones desde 2% hasta 20% en el concentrado Pb-Cu.
- La adición excesiva de sulfato de zinc y cianuro ($ZnSO_4$/NaCN) ha provocado una disminución en las recuperaciones, principalmente de Ag) y Cu.
- Las principales impurezas presentes en el concentrado Pb-Cu corresponden a especies de zinc ,aproximadamente 28% en forma libre en tamaños de 180 micras.

Objetivo.

Evaluar la eficiencia para drenar partículas finas de Zn usando los espumantes TRANSFOAMER™ frente al espumante estándar MIBC.

METODOLOGÍA

Evaluaciones de flotación Pb-Cu.

Pruebas exploratorias: Llevadas a cabo con muestra compuesta y agua fresca, molienda a tamaños de 180 micras.

Segunda etapa de evaluaciones: Realizadas con mineral en pulpa (~30% solidos; P80 ~180 micras), ajustando los parámetros similares al proceso.

Evaluaciones confirmatorias: En estas pruebas se utilizo mineral en pulpa (~47%; P80 ~180 micras), se incluyó tres etapas de limpieza al producto primario, siguiendo las condiciones y el esquema de la planta.

Leyes de alimentación. En la siguiente tabla se presentan las layes de alimentación para cada una de las etapas de evaluaciones.

Evaluaciones	Periodo	Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Insolubles (%)
Exploratorias	mar 2025	NA	0.28	0.84	1.32	10.13	NA
Segunda etapa	may 2025	64	0.24	0.71	0.72	7.90	45.57
Confirmatorias	sep 2025	49	0.18	1.14	0.55	8.35	41.72

Tabla 1. Leyes de alimentación

Condiciones de evaluaciones. A continuación se indican las condiciones de la evaluaciones en cada una de las etapas (Tabla 2)

					Colectores						Agitación	Tiempo Acond.	Tiempo Flot.	Tiempo Flot Limpias
Evaluación	Periodo	NaCN (g/t)	ZnSO4 (g/t)	MBS (g/t)	A-3418 (g/t)	S-7583 (g/t)	S-8222 (g/t)	Espumante	(g/t)	PH	(rpm)	(min)	(min)	(min)
Flot Pb-Cu_01	mar-25	66	600	NA	7	7	5	MIBC	7	~8	1100	6	10	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_02	mar-25	66	600	NA	7	7	5	Transfoamer (A)	7	~8	1100	6	10	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_03	mar-25	66	600	NA	7	7	5	Transfoamer (B)	7	~8	1100	6	10	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_04	may-25	NA	600	NA	7	NA	5	MIBC	6	~8	1100	6	10	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_06	may-25	NA	600	NA	7	NA	5	MIBC	6	~8	1100	6	10	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_03	may-25	NA	600	NA	7	NA	5	Transfoamer (A)	6	~8	1100	6	10	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_08	may-25	NA	600	NA	7	NA	5	Transfoamer (A)	6	~8	1100	6	10	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_02	may-25	NA	600	NA	7	NA	5	Transfoamer (B)	6	~8	1100	6	10	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_07	may-25	NA	600	NA	7	NA	5	Transfoamer (B)	6	~8	1100	6	10	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_01	sep-25	NA	800	51	5	NA	5	MIBC	5	~8.5	1000	6	7	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_04	sep-25	NA	800	51	5	NA	5	MIBC	5	~8.5	1000	6	7	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_02	sep-25	NA	800	51	5	NA	5	Transfoamer (A)	5	~8.5	1000	6	7	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_05	sep-25	NA	800	51	5	NA	5	Transfoamer (A)	5	~8.5	1000	6	7	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_03	sep-25	NA	800	51	5	NA	5	Transfoamer (B)	5	~8.5	1000	6	7	2, 2, 2
Flot Pb-Cu_06	sep-25	NA	800	51	5	NA	5	Transfoamer (B)	5	~8.5	1000	6	7	2, 2, 2

Tabla 2. Condiciones de evaluaciones

- La variable principal en estas evaluaciones fue la sustitución del espumante MIBC por los espumantes TRANSFOAMER™, identificados como (A) y (B).
- Las condiciones fueron ajustadas de acuerdo al proceso de flotación en cada periodo.

Esquema de flotación:

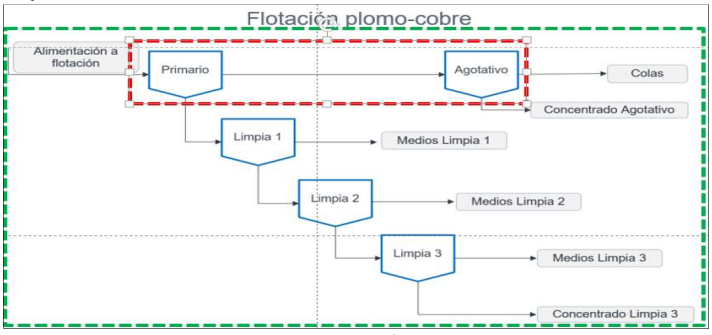


Figura 1. Esquema de flotación

- Las evaluaciones de la primera y segunda etapa se realizaron siguiendo el área punteada en **rojo**, obteniendo un solo concentrado.
- Las evaluaciones confirmatorias se llevaron a cabo de acuerdo con el diagrama punteado en **verde**.

RESULTADOS

Pruebas exploratorias:

Espumante	Flotación	Masa	Grados				Recuperaciones			
		%	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)
MIBC	rougher	7.81	3.05	4.68	2.33	12.31	83.78	40.17	14.21	9.59
Transfoamer (A)	rougher	7.92	3.11	5.79	2.43	12.70	86.99	49.43	15.08	10.34
Transfoamer (B)	rougher	8.58	2.80	6.21	2.56	13.20	86.80	58.73	17.29	12.36

Tabla 3. Resultados pruebas exploratorias

- Espumantes TRANSFOAMER™ presentaron mayor recuperación de Pb y Cu frente al MIBC.

Segunda etapa de evaluaciones:

Espumante	Flotación	Masa	Grados					Recuperaciones				
		%	Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Insolubles (%)	Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Insolubles (%)
MIBC	rougher	7.39	713	2.84	7.95	2.16	12.07	30.49	81.41	89.35	79.66	22.53	11.13	4.87
MIBC	rougher	8.40	670	2.43	7.86	2.01	11.32	31.00	80.39	84.46	89.13	21.96	12.33	5.62
Transfoamer (A)	rougher	7.94	734	2.95	7.26	1.98	12.51	31.94	83.57	90.74	87.07	20.16	11.86	5.16
Transfoamer (A)	rougher	6.65	918	2.79	8.49	2.42	12.21	33.50	84.01	87.65	89.14	20.96	10.31	4.69
Transfoamer (B)	rougher	7.38	656	2.74	7.54	1.74	11.85	30.38	82.50	89.06	80.56	19.93	11.67	5.34
Transfoamer (B)	rougher	6.43	848	2.70	8.61	1.86	12.00	27.00	81.72	86.10	83.00	16.94	10.16	3.93

Tabla 4 . Resultados segunda etapa de evaluaciones

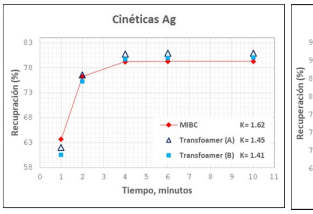


Figura 2. Cinética de recuperación Ag

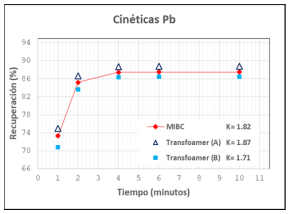


Figura 3. Cinética de recuperación Pb

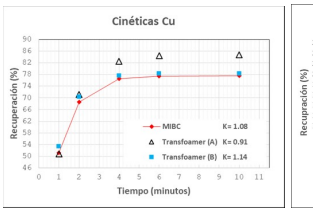


Figura 4. Cinética de recuperación Cu

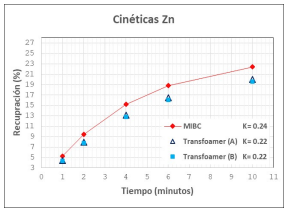


Figura 5. Cinética de recuperación Zn

- Espumantes TRANSFOAMER™ incrementaron cinética de Ag, Pb y Cu, mientras que el Zn presentó menores recuperaciones en frente al MIBC,

Evaluaciones confirmatorias

Espumante	Flotación	Masa	Grados					Recuperaciones				
		%	Grado Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Insolubles (%)	Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Fe (%)	Insolubles (%)
MIBC	3td cleaner	1.45	2080	9.03	22.07	3.82	21.93	2.60	63.28	71.71	59.76	4.69	3.91	0.09
MIBC	3td cleaner	1.38	2066	8.60	21.58	3.67	22.83	2.60	60.55	65.83	57.11	4.19	3.76	0.08
Transfoamer (A)	3td cleaner	1.25	2212	9.46	23.41	3.25	21.52	3.00	60.71	71.32	56.83	4.02	3.52	0.11
Transfoamer (A)	3td cleaner	1.24	2170	9.12	22.83	3.36	22.59	3.50	60.93	69.73	56.98	4.14	3.70	0.11
Transfoamer (B)	3td cleaner	1.34	2338	9.87	23.94	2.80	21.31	2.30	59.18	67.47	52.84	3.13	3.17	0.07
Transfoamer (B)	3td cleaner	1.38	2292	9.57	25.09	2.69	22.30	1.16	57.48	63.16	55.85	2.95	3.24	0.03

Tabla 5 . Resultados segunda etapa de evaluaciones

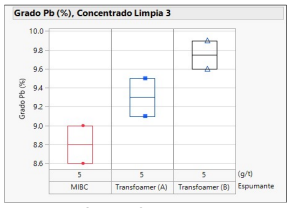


Figura 6. Grado Pb, Concentrado Limpia 3

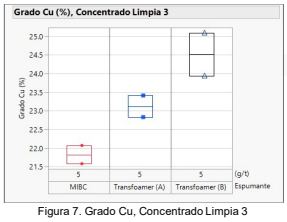


Figura 7. Grado Cu, Concentrado Limpia 3

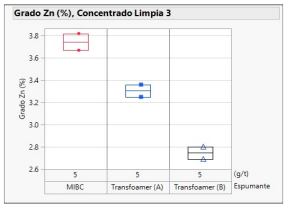


Figura 8. Grado Zn, Concentrado Limpia 3

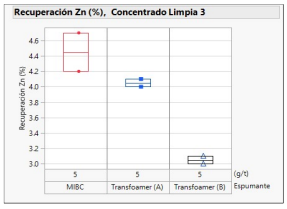


Figura 9. Recuperación Zn, Concentrado Limpia 3

- Se confirmó menor grado y recuperación de Zn utilizando Espumantes TRANSFOAMER™ a diferencia del MIBC.

CONCLUSIONES.

A diferencia del MIBC, los espumantes TRANSFOAMER™ mostraron una menor flotación de Zn y demostraron potencial para mejorar las recuperaciones de Ag, Pb y Cu. En particular, el T-200 destacó por registrar el grado y la recuperación más bajos de Zn, mientras que el T-100 también logró una reducción en Zn, manteniendo recuperaciones similares a las obtenidas con MIBC hasta la etapa de limpieza.

REFERENCIAS

1) • Estudio Mineralógico 2025. Información propia de la Unidad Minera.

2)• Gao, Z., & Forssberg, E. (1995). Kinetic models for the flotation of mineral particles. Minerals Engineering, 8(10), 1117-1126.

FIRST MAJESTIC SILVER CORP.

IMPLEMENTACION MANTENIMIENTO 4.0 EN EQUIPOS ESTRATEGICOS Y CRITICOS PARA SOSTENER LA PRODUCCIÓN

Mg. Ing. Elvis David Palomares Quintanilla - First Majestic Silver Corp.

RESUMEN

La implementación de mantenimiento 4.0 híbrido (Fig.01) en camiones de acarreo minero se realizó para mitigar fallas críticas en componentes clave como transmisión, flechas, chumaceras y convertidor. El sistema de telemetría original no permitía detectar condiciones subestándares de forma anticipada, por lo que se integró un sistema de monitoreo híbrido más preciso. Este enfoque permitió identificar fallas potenciales antes de que se volvieran funcionales, reduciendo la severidad de los modos de falla de crónicos a leves. El éxito se atribuye al monitoreo por condición y a la colaboración efectiva con el equipo operativo.

RESULTADOS I

Antes:

La tasa de fallas (2023 & 2024) antes de la implementación del mantenimiento 4.0 fue de una falla por mes, y el efecto por cada falla funcional se detenía el equipo por un promedio de 8 a 10 horas para su reparación. (Fig.02)

Actualidad:

Desde la implementación del mantenimiento 4.0 híbrido, el sistema ha generado entre 1 y 2 alertas preventivas mensuales en los camiones de acarreo, permitiendo intervenciones anticipadas para evitar fallas funcionales. Gracias a esta estrategia, no se han registrado fallas en componentes críticos como transmisión, flechas, chumaceras y convertidor. Esto ha mejorado la productividad del acarreo de mineral y generados ahorros significativos al eliminar paradas no programadas. (Fig.03)

CONCLUSIONES

El sistema de monitoreo de condición fue instalado en toda la flota de camiones de acarreo, operando de forma continua para transmitir, almacenar y emitir alertas preventivas. Estas advertencias permiten realizar intervenciones anticipadas antes de que se presenten fallas funcionales en componentes críticos, lo que ha fortalecido la confiabilidad operativa y reducido significativamente las paradas no programadas

La criticidad de la falla paso de ser crónicos a ser leves, debido a la implementación de mantenimiento 4.0 y la sinergia que alcanzamos con la parte operacional del equipo.

La implementación del mantenimiento 4.0 híbrido permitió iniciar la integración con el ERP-SAP mediante inteligencia artificial, generando avisos automáticos de mantenimiento preventivo y avanzando hacia un sistema de monitoreo autónomo. (Fig.04)

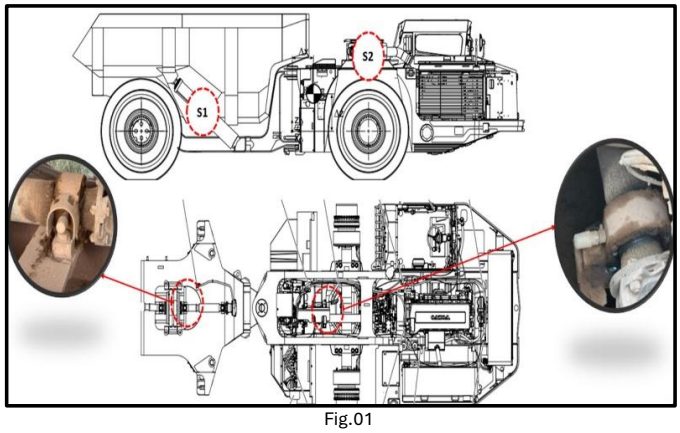


Fig.01

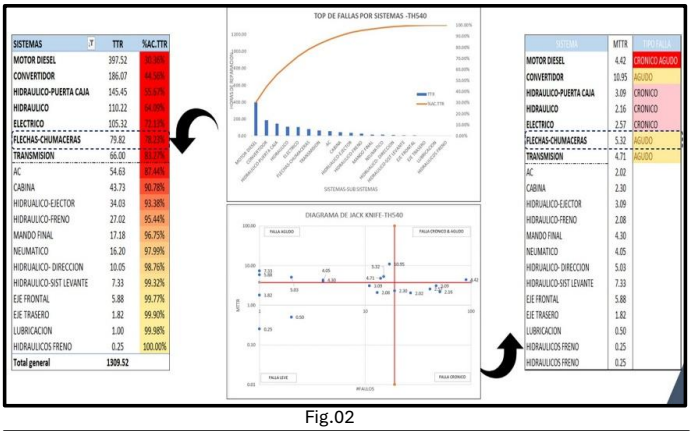


Fig.02

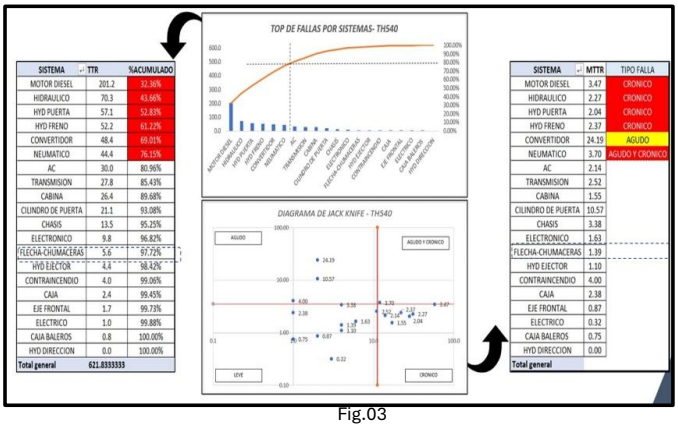


Fig.03

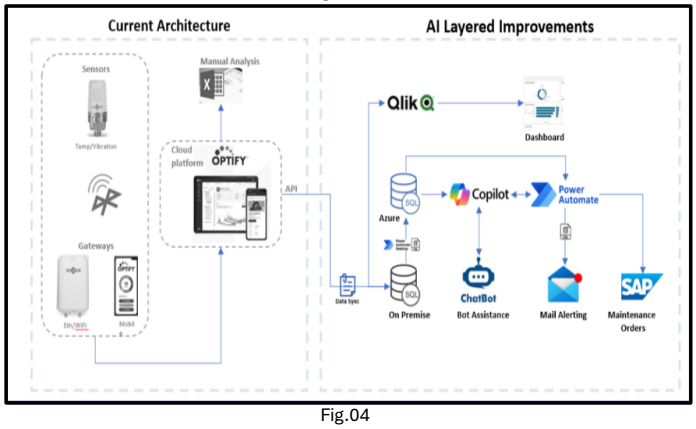


Fig.04

DESARROLLO DE OBRA MINERA SOBRE POTENTE FALLA GEOLÓGICA DE MUY POBRE CALIDAD

Ernesto Martínez, First Majestic, México. First Majestic Silver Corp.
Emmanuel Díaz, First Majestic, México. First Majestic Silver Corp.
Brian Boutilier, First Majestic, Canadá. First Majestic Silver Corp.

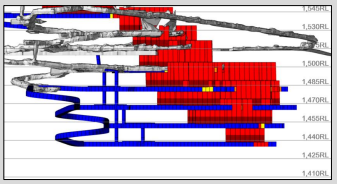
XXXVI CONVENCIÓN INTERNACIONAL DE MINERÍA ACAPULCO 2025 LA MINERÍA UNIDA POR MÉXICO

Introducción:

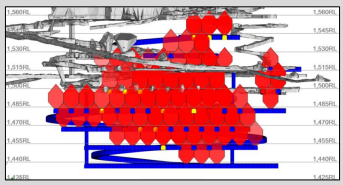
El desarrollo minero subterráneo en terrenos de muy mala calidad representa uno de los grandes desafíos técnico y económico. Este estudio presenta los retos enfrentados en los niveles 1510 y 1495 del cuerpo Ojuelas, limitado por la falla La Escondida, y las soluciones aplicadas para lograr un desarrollo seguro y exitoso.

Método de minado: Sub Level Caving

Este método permite extraer mineral mediante voladuras desde niveles horizontales escalonados. A medida que se remueve el mineral, la roca de techo colapsa de forma controlada, rellenando el vacío. Es eficiente para cuerpos masivos y verticales, aunque puede presentar alta dilución si no se gestiona adecuadamente.

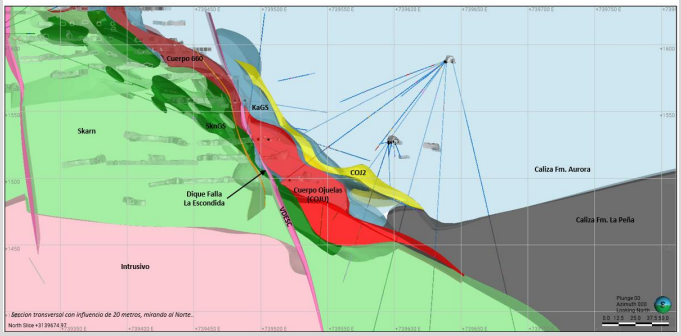


Sección Transversal del Cuerpo Ojuelas (SLC) mirando al norte.

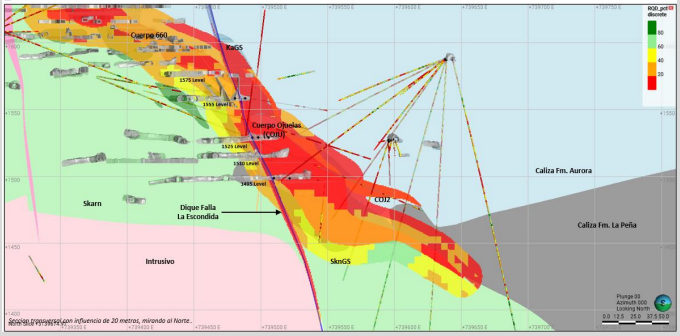


Sección Longitudinal del Cuerpo Ojuelas (SLC) mirando al este.

La Encantada Ojuelas-C660 Modelo Geológico



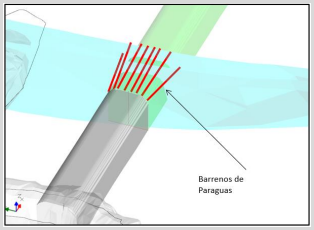
La Encantada Ojuelas-C660 Modelo de Designación de Calidad de la Roca (RQD)



Metodología I: Nivel 1510

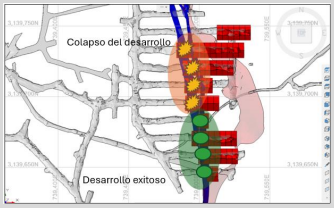
Ciclos:

Sondeo	Instalación de Anclas autoperforantes (Spilling 6 m)	Inyección de lechado	Perforación (4m)	Voladura	Zarpeo (2")	Enmallado



Esquema de instalación de anclas autoperforantes (Spilling Bolt).

Resultados I: Nivel 1510 Norte

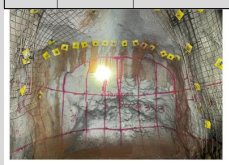


Metodología II: Nivel 1510 Sur y Nivel 1495

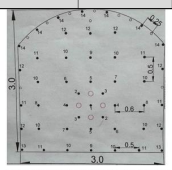
Soluciones implementadas:

- Rediseño de plantilla de perforación.
- Avances de 1m por evento
- Sostenimiento inmediato: Split-set, concreto lanzado, arcos ligeros.

Concreto lanzado	Instalación de mallas	Instalación de arcos ligeros	Concreto lanzado secundario	Instalación de anclas Split-set como Spiling	Acarrear insumos al área	Perforación y voladura	Concreto lanzado



Spiling con anclas Split set 2.40 m de longitud

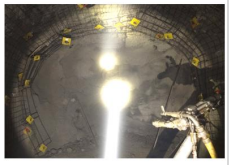


Plantilla de perforación sección 3.0 m x 3.0m

Plantilla de perforación a 1 metro de avance

Avance efectivo del desarrollo

Aplicación inmediata de concreto lanzado



Aplicación de anclaje y enmallado

Conclusiones:

La evidencia obtenida respalda la hipótesis inicial y sugiere aplicaciones prácticas en contextos similares, puntos claves:

- Identificación precisa de fallas geológicas es crítica.
- Estrategias adoptivas son fundamentales.
- Monitoreo continuo mejora la seguridad.
- Diseño flexible supera robustes inicial.

Referencias:

- FMS-La-Encantada-Technical-Report-Final-2021-03-22, Hard Rock Miner's Handbook, Stantec, Dassault Systemes – PCSLC 2023, ResearchGate – Sublevel Caving, METODOS_MINERIA_INTERIOR_LM1B4T4R0-20200406

DISTRIBUCIÓN TIPOLÓGICA DE LOS DEPÓSITOS MINERALES EN LA REPÚBLICA MEXICANA

GUADALUPE SINAI JIMÉNEZ JIMÉNEZ

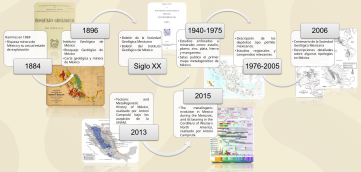
SERVICIO GEOLÓGICO MEXICANO

RESUMEN

El Servicio Geológico Mexicano (SGM) a través de su programa cartográfico geológico, concentra en su base de datos información de más de 1 300 depósitos minerales metálicos y no metálicos en México, con objeto de homologar y estandarizar criterios de clasificación utilizando los estándares actuales. En este documento se presenta una integración de tipos de yacimiento de acuerdo a su génesis, análisis que se basa tanto en la información cartográfica generada por el SGM, así como en informes técnicos de dominio público publicados de manera libre en los medios electrónicos existentes. Gran parte del trabajo elaborado utilizó fuentes de investigadores y especialistas en el tema, clasificando cada depósito en función de su proceso de formación tales como: magmáticos, metamórficos, magmático-hidrotermales y sedimentario - diagenéticos. Este ejercicio integra y homologa de igual manera las principales características geológicas orientadas a proponer una clasificación sencilla y coherente que redefina la existencia y distribución de los yacimientos de México y apoye al entendimiento del potencial geológico del país, conocimiento que se espera sirva a las futuras actividades de exploración minera en el país.

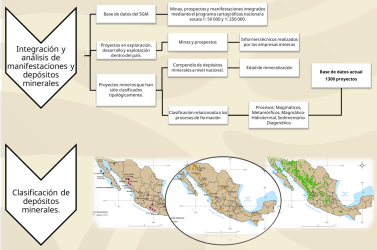
INTRODUCCIÓN

México es uno de los países más importantes a nivel mundial en cuanto a riqueza minera, su gran diversidad geológica y extensa historia de exploración y explotación de recursos minerales han contribuido significativamente en el desarrollo económico del país. El SGM, con el propósito de generar y difundir el conocimiento geológico nacional, ha emprendido la tarea de integrar la información relacionada con los depósitos minerales existentes, pero con un enfoque practico que busca homologar y estandarizar los criterios de clasificación que actualmente se tienen.



Secuencia cronológica de los principales estudios relacionados con la geología y los depósitos minerales en México.

METODOLOGÍA



PROCESOS MAGMÁTICOS Y METAMÓRFICOS

Complejos Ultramáficos - Máficos

Distribución de depósitos MVT (Mississippi Valley Type) en México.

En México, los yacimientos relacionados a magmatismo ultramáfico-máfico se encuentran presentes en 12 estados de la República. Los complejos mas antiguos identificados son: El Cañón del Novillo en Tamaulipas, El Fuerte, Agua Caliente y Mazatlán en Sinaloa y Tehuitzingo-Tecomatlán en Puebla. Los complejos del Triásico Tardío-Jurásico Medio tienen afinidad Ofiolítica al igual que los complejos del Cretácico temprano, con la diferencia de que estas últimas, que son los mas característicos, estas asociados a ofiolitas desmembradas (Ortiz-Hernández et al., 2006).

Oro Orogénico

Distribución de depósitos tipo oro orogénico en México.

Este tipo de depósitos presentes en cinturones metamórficos, se encuentran asociados a grandes estructuras de cizalla, fallas y pliegues, y se encuentran en zonas de colisión continental y de márgenes de placas, a profundidades significativas en la corteza terrestres. La mineralización se presenta principalmente en vetas de cuarzo, acompañadas por sulfuros como pirita y arsenopirita. En México, este tipo de depósitos es poco común; algunos se localizan en el noroeste, en los estados de Baja California, Baja California Sur y Norte de Sonora, así como en la Sierra Madre del Sur en los estados de Guerrero y Oaxaca.

PROCESOS SEDIMENTARIOS-DIAGENÉTICOS

Mississippi Valley Type (Pb-Zn) y asociados

Distribución de depósitos MVT (Mississippi Valley Type) en México.

Originalmente, el término Mississippi Valley Type (MVT) se aplicaba exclusivamente a depósitos de Zn-Pb; sin embargo, investigaciones posteriores han permitido incluir otros depósitos como barita, celestina y fluorita dentro de esta tipología (Thike et al., 2008).

El estado de Coahuila se destaca como uno de los regiones más relevantes para la minería no metálica en México, ya que alberga una gran parte de la tradición más consolidada en la explotación de yacimientos de fluorita y barita.

Los depósitos de barita en general son escasos, se han identificado algunos prospectos como Boleros, El Fuerte y La Blanquita en la parte central de la cuenca de Sabinas.

Los depósitos de celestina en Coahuila se localizan principalmente en la porción noreste del estado, dentro de la cuenca de Sabinas y relacionados a depósitos de yeso en unidades de evaporitas y carbonatos correspondientes a depósitos de plataforma y cuenca cretácica(SGM, 2022).

Los depósitos de fluorita en Coahuila se localizan principalmente en la porción noreste del estado, dentro de la cuenca de Sabinas y relacionados a depósitos de yeso en unidades de evaporitas y carbonatos correspondientes a depósitos de plataforma y cuenca cretácica(SGM, 2022).

Los depósitos estratoligados de Pb-Zn muestran un claro distribución predominante en el norte del país, particularmente asociados a las cuencas de antiguas paleoislas. Entre los prospectos identificados a partir de información cartográfica del SGM destacan: Peña Verde, El Cielo y El Fuste.

Depósitos de Carbón

Distribución de depósitos de Carbón en México.

En México se han reconocido yacimientos de carbón desde el año 1858, siendo el estado de Coahuila el principal productor, concentrando casi el total nacional. Otros estados con depósitos significativos son Oaxaca y Sonora.

Algunos regiones carboníferas que se destacan son las siguientes (Corona-Esquivel, 2005): Sabinas y Fuentes-Río Escondido en Coahuila; San Marcial-Santa Clara y Caborca en Sonora; Tlaxiaplán-Mixtepec-Oaxaca y Soyaltepec en Guerrero.

La región carbonífera de Sabinas se divide en dos subregiones: la primera se localiza al sur de Nueva Rosita y Sabinas, y la segunda en el área de Nava-Piedras Negras.

En el estado de Sonora, los evidencias de carbón y grafito se concentran principalmente en la región de Caborca, en rocas del Cretácico Superior. Estos yacimientos están compuestos por conglomerados, areniscas y limolitas con intercalaciones de lutitas, las cuales han sido afectados por varios episodios de deformación e intrusiones magmáticas durante el Cretácico y el Cenozoico (SGM,2022).

El principal yacimiento carbonífero importante de Nuevo en la Cuenca de Caballeros. En esta área, las unidades de interés para la exploración de carbón corresponden al Cretácico y están compuestas por areniscas, limolitas, lutitas, calizas y conglomerados.

En el sur del país, una de las principales regiones carboníferas corresponde a la Cuenca Tlaxiaco, ubicada en la parte sur del estado de Oaxaca. En esta área, las rocas favorables para la interior de una sucesión de areniscas, lutitas y limolitas del Cretácico medio.

PROCESOS MAGMÁTICOS-HIDROTERMALES

Pórfido

Distribución de los depósitos tipo pórfido en México.

En México, los depósitos tipo pórfido al ser formarse en ambientes tectónicos como los arcos magmáticos asociados a zonas de subducción, suelen estar relacionados a otros depósitos epitermales, skarn e incluso brechas magmático-hidrotermales.

Su distribución presenta una tendencia lineal con orientación noreste-suroeste (NE-SW). Hay una notable concentración en el estado de Sonora.

Gran parte de la mineralización en estos depósitos está asociada con la presencia de plutones graníticos laramídicos (90-40 Ma), emplazados en tres batolitos principales (Valencia-Moreno, et al., 2006).

En la región centro y sur del país también se tienen indicios de estos depósitos, estos se asocian a intrusivos de composición variable emplazados en rocas volcánicas del Terciario. Los distritos de Pachuca y Fresnillo en Hidalgo y Zacatecas, respectivamente, destacan por ser ejemplos clásicos de la superficie.

A pesar de que varios depósitos corresponderían a esta tipología han sido objeto de estudio, aun existe una gran cantidad de manifestaciones minerales y prospectos que podrían corresponder a estas características.

Skarn

Distribución de los depósitos skarn en México.

Los depósitos tipo skarn se forman por el metasomatismo y metamorfismo de alta temperatura de rocas carbonatadas (como la caliza) en el contacto con cuerpos ígneos como granitos y dioritas. En un sistema magmático-hidrotermal, los skarns se ubican en la periferia de los intrusivos, mientras que los depósitos epitermales se localizan más cerca de la superficie.

La distribución de este tipo de depósitos corresponden en la mayoría de los casos con la presencia de depósitos epitermales ya que algunas de sus condiciones de formación se relacionan entre sí.

Algunos depósitos como San Martín, Charcas y Zimapán son skarns de contacto proximal mientras que otros como Santa Eulalia y Naica representan skarns de contacto con dispersión o sills.

Estos depósitos, generalmente de alta temperatura y ricos en Ag-Pb-Zn-Cu, se encuentran principalmente en los estados de Nuevo León, Sinaloa, Chihuahua, Zacatecas, Michoacán y Oaxaca (Clark y Fitch, 2009).

Existe una gran cantidad de manifestaciones minerales relacionadas a procesos metasomáticos especialmente en los estados de Colima, Guerrero, Oaxaca y Sonora, las rocas encajonantes corresponden a rocas carbonatadas del Cretácico Superior-Paleógeno estas han sido identificadas por el SGM como parte del programa de cartografía geológica a escala 1:50 000.

PROCESOS MAGMÁTICOS-HIDROTERMALES

Epitermales

Distribución de manifestaciones y depósitos epitermales en México.

Estos yacimientos de oro y plata, que son los más comunes en México, se forman a niveles someros de la corteza terrestre (< 1 km) a partir de fluidos hidrotermales y pueden contener varios minerales como oro, plata, cobre, cadmio, antimonio y platinoides, entre otros.

Su distribución está relacionada con la evolución del vulcanismo de la Sierra Madre Occidental y la Sierra Madre del Sur y no necesariamente con la evolución del Golfo de California.

Entre los depósitos de mayor importancia en cuanto a su producción de oro y plata destacan: Sauzal, San Julián, Juanicipio, Fresnillo, Tayoltita, Cerro Colorado y Parrasa (por mencionar algunos (CAMIMEX, 2025).

Existen 3 eventos regionales que dieron origen a estos depósitos (Camprubí y Albinson, 2006):

1. Evento Orogénico Laramide
2. Primer episodio volcánico andesítico-riolítico de la Sierra Madre Occidental
3. Corresponde con el último episodio volcánico ignimbrítico de la Sierra Madre Occidental (coincide con la Serie Volcánica Superior)

IOCG

Distribución de depósitos tipo IOCG (Iron Oxide Copper Gold) en México.

Esta tipología es la más reciente en cuanto a su identificación en México, aun no existe una definición aceptada a nivel mundial, ya que cada una ofrece variedad de características que dificultan su clasificación. Fue hasta el año 2010 y 2012 que los depósitos de IOCG se han relacionado en diferentes ambientes geológicos (Williams et al., 2005), en el país se han identificado tres depósitos que corresponden a esta tipología:

En relación a los eventos mineros del cinturón volcánico mexicano que suponen la extensión tectónica oceánica como la parte principal del terreno México y el terreno Guerrero (Corona-Esquivel, 2005).

En el estado de Baja California este tipo de depósitos se encuentra asociados al batolito de las Calmallas, ubicado en la Sierra de Juárez, en el estado de Baja California, en el límite con el estado de Sonora. El batolito tiene una edad de 100 a 90 Ma (Gastil, 1975) y está constituido, en general, por tonalita, granodiorita, monzonita y cuarzo monzonita (Lares Reyes, 1987).

En la parte oriental del país particularmente en los estados de Colima, Jalisco, Michoacán y Guerrero este tipo de depósitos se asocia a intrusivos más antiguos del Cretácico Superior-Paleógeno, que se encuentran emplazados en el cinturón volcánico mexicano y la Sierra Madre del Sur.

VMS

Distribución de depósitos VMS (Volcanogenic Massive Sulfide) en México.

La ocurrencia de este tipo de depósitos está relacionada con el ensamble volcánico-sedimentario del Cretácico Inferior (Aptiano-Albiano) en el sur de México, en el cual están relacionados a rocas volcánicas y en ocasiones asociadas a rocas sedimentarias en el área del país.

Los ambientes más favorables para su formación corresponden a los límites entre las islas volcánicas Proterozoico y Paleozoico, específicamente en el área del Complejo Oaxaqueño y Complejo Acatlán, ubicados en el sur del país.

La distribución actual de estos depósitos se puede visualizar en las siguientes zonas principales: 1. en la ciudad sur del extremo occidental del terreno compuesto guerrero, 2. en la parte oriental del terreno compuesto guerrero relacionados en el cinturón volcánico mexicano, Pilar de Nieves, Guanajuato, y 3. en la zona occidental sur en Colima.

DISCUSIONES Y CONCLUSIÓN

- A la fecha, persiste la necesidad de contar con una caracterización homologada a nivel nacional, basada en criterios de clasificación estandarizados, que permitan establecer una tipología coherente y unificada de los depósitos minerales. Esto facilitaría la comprensión de su génesis y de la ocurrencia de minerales asociados, contribuyendo a una mejor interpretación del potencial geológico del país.

- En este contexto, el Servicio Geológico Mexicano continúa trabajando en metodologías que permitan estandarizar los parámetros de caracterización a nivel tanto nacional como internacional que faciliten un mejor conocimiento y clasificación de los depósitos minerales en México.

- Este análisis se realizó mediante la integración de una base de datos que actualmente incluye más de 1,300 proyectos mineros en distintas etapas: exploración, desarrollo y explotación.

- Dicha iniciativa representa un paso inicial para fortalecer la generación y difusión del conocimiento geológico del país, al proporcionar una base sólida que permita orientar futuras actividades de exploración de recursos minerales en México.

REFERENCIA

Cámara Minera de México (CAMIMEX). (2025). Informe anual 2025. Ciudad de México: Cámara Minera de México.

Camprubí, A., y González-Partida, E. (2015). Mesozoic magmatic–hydrothermal iron oxide deposits (IOCG 'clan') in Mexico: A review. Ore Geology Reviews. https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2015.03.012

Camprubí, A., González-Partida, E., Torró, L., Alfonso, P., Canet, C., Miranda-Gasca, M. A., Martini, M. y González-Sánchez, F. (2015). Mesozoic volcanogenic massive sulfide. Ore Geology Reviews. https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2015.07.027

Camprubí, A. y Albinson, T. (2006). Depósitos epitermales en México: actualización de su conocimiento y reclasificación empírica. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana (Volumen conmemorativo del Centenario), 58 (1), 27–81. https://doi.org/10.18268/bsgm2006v58n1a2

Corona-Esquivel, R., Tritlla, J., Benavides-Muñoz, M. E., Piedad-Sánchez, N., y Ferrusquía-Villafranca, I. (2006). Geología, estructura y composición de los principales yacimientos de carbón mineral en México. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana (Volumen conmemorativo del centenario), 58 (1), 141–160. https://doi.org/10.18268/bsgm2006v58n1a5

Clark, K. F. y Fitch, D. C. (2009). Evolución de los depósitos metálicos en el tiempo y el espacio en México. En Clark, K. F., Salas-Pizá, G. A. y Cubillas-Estrada, R. (Eds.), Geología Económica de México (62-133). Asociación de Ingenieros de Minas, Metalurgistas y Geólogos de México/Servicio Geológico Mexicano.

González-Sánchez, F., Puente-Solís, R., González-Partida y E., Camprubí, A. (2007). Estratigrafía del Noreste de México y su relación con los yacimientos estratoligados de fluorita, barita, celestita y Zn-Pb, Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana, 59 (1), 43-62.

Ortiz-Hernández, L. E., Escamilla-Casas, J. C., Flores-Castro, M. y Acevedo-Sandoval, O. (2006). Características geológicas y potencial metalogenético de los principales complejos ultramáficos-máficos. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana (Volumen conmemorativo del Centenario), 58 (1), 161–181. https://doi.org/10.18268/bsgm2006v58n1a6.

Servicio Geológico Mexicano (SGM), (2022). Informe de la carta geológico minera Arocha G13-B47, escala 1:50,000, estado de Coahuila, p. 1-106.

Valencia-Moreno, M., Ochoa-Landín, L., Noguez-Alcántara, B., Ruiz, J., & Pérez-Segura, E. (2006). Características metalogenéticas de los depósitos de tipo pórfido cuprífero en México y su situación en el contexto mundial. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana (Volumen conmemorativo del Centenario), 58 (1), 1–26. https://doi.org/10.18268/BSGM2006v58n1a1.

Tritlla, J., Levresse, G., Corona-Esquivel, R., Banks, D., Lamadrid, H. y Bourdet, J. (2006). Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana (Volumen conmemorativo del Centenario), 58 (1), 103-139.

Economía
Secretaría de Economía
SGM
SERVICIO GEOLÓGICO MEXICANO

Prospección de litio en el Salar de La Unión, Ahumada, Chihuahua ¿Depósitos en salmuera en el norte de México?

Héctor Montes Carreón,[1] Perla Rodríguez Contreras,[1] Luis Ángel Jiménez López,[2] y Rurik Farías.[1]

[1] Universidad Autónoma de Ciudad Juárez, Instituto de Ingeniería y Tecnología.

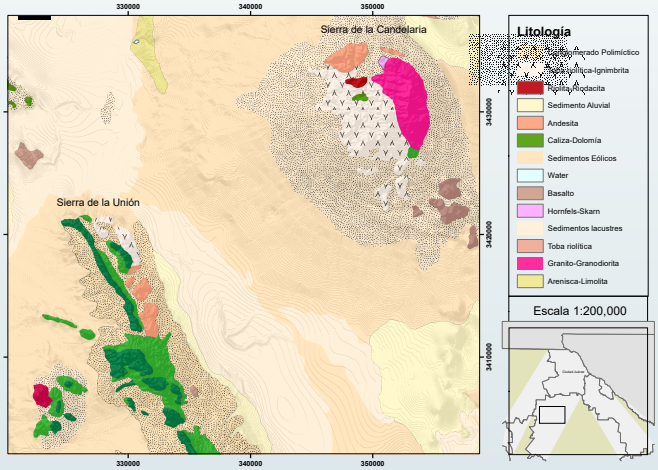
[2] Centro Interdisciplinario de Investigaciones y Estudios sobre Medio Ambiente y Desarrollo CIIEMAD-IPN.

Resumen

El Salar de La Unión se encuentra a 100 km al suroeste de Ciudad Juárez, dentro del lago pluvial El Barreal, que abarca 1,200 km². Se propone que las rocas volcánicas félsicas del Oligoceno, como riolitas, tobas riolíticas e ignimbritas, constituyen las fuentes de litio en la cuenca. Los Sondeos Eléctricos Verticales indica un acuífero salobre confinado por sedimentos arcillosos. Se recolectaron 45 muestras de sedimentos a lo largo de 40 km², las cuales arrojaron concentraciones de litio que varían entre 20 y 165 ppm, con un promedio de 62.6 ppm. En el Salar de La Unión, las concentraciones promedio alcanzaron 101 ppm. Estos valores anómalos son comparables con los reportados en otros proyectos de litio en contextos geológicos similares.

Introducción

o Los depósitos de salmuera son acumulaciones de aguas subterráneas salinas enriquecidas con litio disuelto, con concentraciones que varían entre 160 y 1,400 ppm (Bradley et al., 2017).
o En cuencas cerradas, los elementos disueltos como Ca, Mg, K, Na y Li se acumulan en lagos permanentes o efímeros. Cuando estos lagos se secan, la mayoría de las sales cristalizan, pero el litio permanece en solución, concentrándose en salmueras residuales densas que se hunden y se acumulan en los acuíferos (Bradley et al., 2017).
o Se reportó una concentración de litio de 283 ppm en una muestra de salmuera proveniente de las planas de evaporación de La Unión (Consejo de Recursos Minerales, 1983).



Metodología

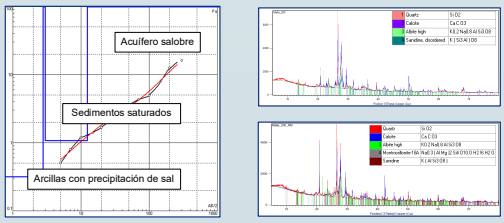
Trabajo de campo.

- Muestreo geoquímico de sedimentos, sales, agua y roca.
- Sondeos Eléctricos Verticales para evaluar la presencia de unidades geológicas potencialmente asociadas con salmueras enriquecidas en litio.

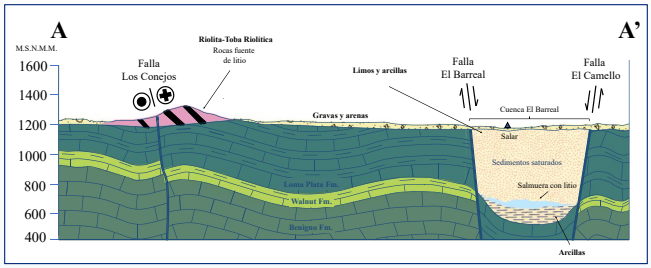
Análisis geoquímico.

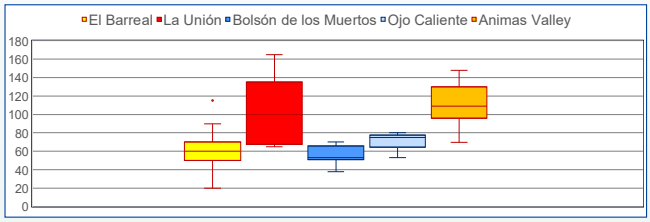
- Determinación multielemental mediante Espectroscopía de Fluorescencia de Rayos X (XRF).
- Determinación de litio mediante Espectrometría de Emisión Óptica con Plasma Acoplado Inductivamente (ICP-OES).
- Identificación de fases minerales asociadas mediante Difracción de Rayos X (XRD).

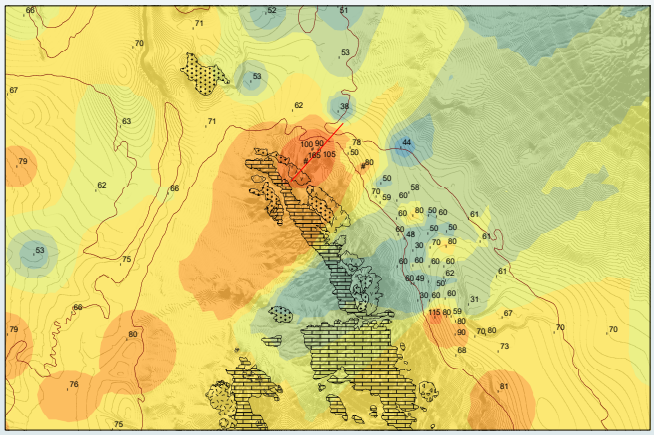
Resultados

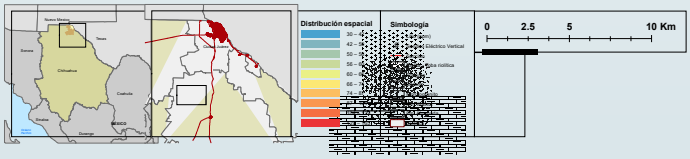


Resultados









Conclusiones

- Los valores de litio en sedimento son anómalos, comparables a los de otros proyectos prospectivos en la región.
- Se infiere la presencia de un acuífero salobre, que probablemente transiciona a salino a profundidades mayores, el cual parece estar confinado o semi-confinado por sedimentos arcillosos.
- La Unión presenta características asociadas con depósitos de litio en salmueras, ya que se encuentra en una cuenca cerrada formada por subsidencia tectónica, con acuíferos salinos confinados, dentro de una región de clima árido y con presencia de rocas félsicas.
- Los elementos que mostraron el coeficiente de correlación positiva más alto con el Li fueron B, Rb y U.

Segunda Etapa Implementación de Molienda Fina en Distrito Santa Elena: el papel crucial de Filtración

First Majestic Silver Corp. Unidad Santa Elena

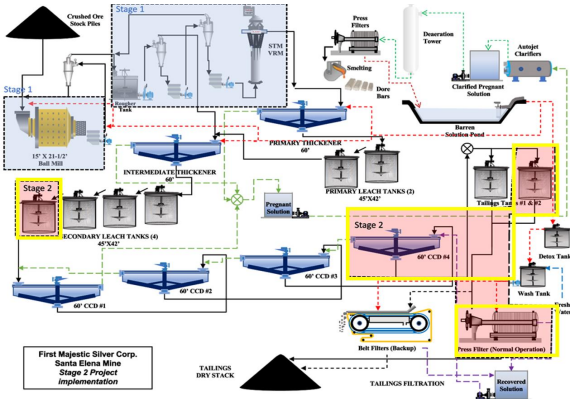
Autor: Ing. Hugo Soto, Coautores: Ing. Leslie Gonzalez, Ing. Anwar Díaz

Resumen

Este proyecto combina molienda fina de alta intensidad con dos tecnologías de filtración, mejorando la liberación de metales y aumentando la recuperación de Au y Ag. La adecuada gestión de filtración permite procesar mayores volúmenes y manejar residuos de forma sostenible. La sinergia entre ambos circuitos incrementó la rentabilidad.

Introducción

- **Ubicación:** 150 km NE de Hermosillo, Sonora.
- **2011:** Arranque producción lixiviación en patios.
- **2014:** Transición a minería subterránea → circuito de molienda para lixiviación dinámica (2,800 t/día, P80: 100-120 µm).
- **Filtración**: Jales con 18-20% humedad mediante filtros de banda.



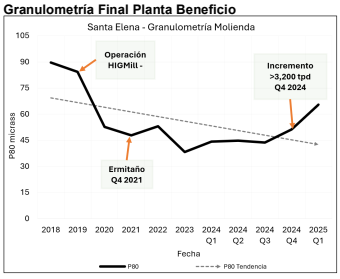
Área Filtración Bandas

Descarga Filtro Banda

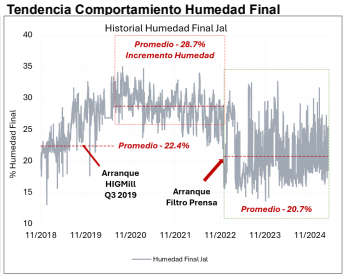
Planteamiento

- **2018:** Primera fase con molino vertical HIGmill en circuito dual. Tamaño P80 reducido de 100 µm → ~40 µm, mejorando recuperación de Au (1–2%) y Ag (3–5%).
- **Finales 2021:** Incorporación de mineral Zona Ermitaño, aumentando sensibilidad al tamaño de partícula, incremento alimentación 2,800- 3,200 tpd.
- **Impacto:** Mayor finura afectó filtración: humedad en jales pasó de 18–20% → 28–30%, reduciendo eficiencia, capacidad de lavado y recuperación de metales.

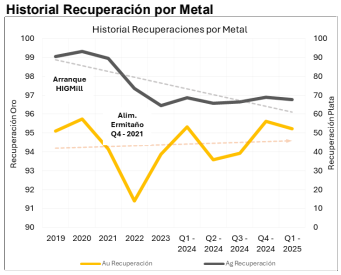
Granulometría Final Planta Beneficio



Tendencia Comportamiento Humedad Final



Historial Recuperación por Metal



Diferencia Descarga, Izq. Filtro Prensa, Der. Banda

Metodología

Equipo: Filtro prensa Outotec Larox FFP de apertura rápida (1,314 m² área de filtración).
Automatización: Control total por PLC para optimizar separación sólido-líquido.
Cronología: Ingeniería inició sept. 2021, comisionamiento en dic. 2022.

Nueva Área Filtración Prensa

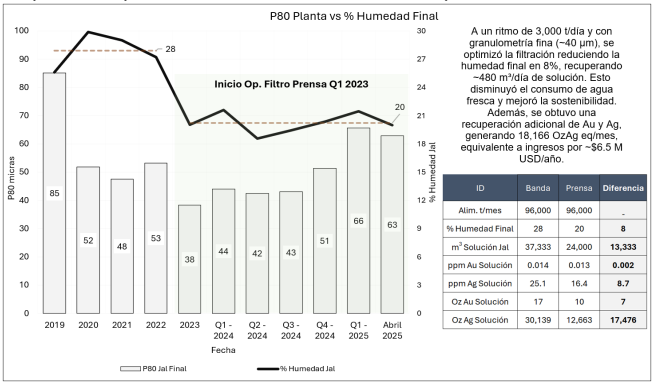
Especificaciones Filtro Presa

Outotec Larox® FFP 3512 98/98 M45		
Tipo Filtro	FFP	-
Tamaño Placa (Nom.)	35/12	3500 x 2500 mm
Presión Máxima	35/12	12 bar
Cámaras Instaladas	98/98	98 Cámaras
Capacidad de Expansión	98/98	Arriba de 98 Cámaras
Tipo Paquete de Placas	M45	Paquete de Membranas
Profundidad Camara	M45	45 mm

Resultados

Operación Mejoras Filtro Prensa

Comportamiento Operación Filtro Prensa/ Contenidos Metálicos Recuperados



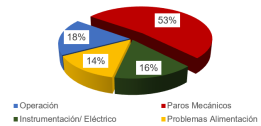
A un ritmo de 3,000 t/día y con granulometría fina (~40 µm), se optimizó la filtración reduciendo la humedad final en 8%, recuperando ~480 m³/día de solución. Esto disminuyó el consumo de agua fresca y mejoró la sostenibilidad. Además, se obtuvo una recuperación adicional de Au y Ag, generando 18,166 OzAg eq/mes, equivalente a ingresos por ~$6.5 M USD/año.

ID	Banda	Prensa	Diferencia
Alim. t/mes	96,000	96,000	-
% Humedad Final	28	20	**8**
m³ Solución Jal	37,333	24,000	**13,333**
ppm Au Solución	0.014	0.013	**0.002**
ppm Ag Solución	25.1	16.4	**8.7**
Oz Au Solución	17	10	**7**
Oz Ag Solución	30,139	12,663	**17,476**

Comparativa Resultados Operación Filtro vs Diseño/ Análisis Postmortem

Parámetro	U.M.	Criterios de Diseño	Resultados Operación Q1 2025	Cumplimiento
Densidad Alim.	%	55	52	
Tamaño Partícula	micras	30	64	
Humedad Final	%	20	22	
Tiempo Ciclo Lavado	min	11	15	
Disponibilidad	%	78	75	
Capacidad	ton/día	3,200	3,000	

Análisis Post-Mortem - Filtro Prensa



Causas Paros:

1. Mecánicos: Principal causa; urge mejorar mantenimiento preventivo y capacitación.

2. Operativos: Pico en feb 2024 (31%); relacionados con recambios de telas, bandas y grapas

3. Instrumentación/Eléctrico: Alcanzaron 41% en nov 2023; fallas por sensores inadecuados, mantenimiento deficiente o sistemas obsoletos.

4. Alimentación: Menor incidencia; asociadas a baja densidad de pulpa.

Conclusiones

- ✓ Parámetros de diseño aún no alcanzados, pero 3,200 t/día son factibles y superables.
- ✓ Facilita manejo y disposición de residuos.
- ✓ Recuperación solución rica en Au y Ag que antes se perdía por alta humedad
- ✓ Reduce consumo de agua dulce en ~480 m³/día, mejorando sostenibilidad reduciendo la huella hídrica.
- ✓ Proyecto exitoso: compromisos y expectativas cumplidos.

Referencias

https://www.firstmajestic.com/projects/producing-mines/santa-elena
https://www.metso.com/es/mineria/filtracion

LITIO EN MÉXICO: POTENCIAL GEOLÓGICO Y EXPLORACIÓN

Jorge Jaime Mengelle López
Instituto Politécnico Nacional, Escuela Superior de Ingeniería y Arquitectura Unidad Ticomán Ciencias de la Tierra
jmengelle@ipn.mx

Introducción

El precio del Litio (Li) ha aumentado exponencialmente desde el 2015, esto debido a su gran demanda en la industria de la telefonía y las baterías recargables de autos eléctricos e híbridos, además de los aceites, cerámica, vidrios, medicina y aires acondicionados *(Tabla No.1)*, Las fuentes geológicas de este metal incluyen pegmatitas, salmueras continentales, algunas arcillas vulcanogénicas y más recientemente de aguas geotermales *(pozos) (Bowen et al., 2020)*. Los principales recursos y reservas de **Li** en el mundo están en depósitos de pegmatitas, arcillas volcánicas y salmueras continentales. Debido a la movilidad del Li y su incompatibilidad en la litósfera y superficie terrestre, es necesario integrar conocimiento de datos de los sistemas minerales de este metal, así como una herramienta de exploración para su evaluación regional y generación de prospectos *(Dill, 2015)*. Hacemos una breve investigación actualizada sobre las características geológicas de los depósitos de Litio proponiendo al final una metodología para su exploración en México.

El Litio posee las siguientes propiedades de interés *(Tabla 1, Brown et al., 2016)*:

- Metal más ligero de la tabla periódica
- Es el menos denso y puede flotar en el agua
- Asociado a otros metales alcalinos como Na-K-Rb-Cs
- Dureza menor a la del talco
- Reacciona fácilmente con el agua
- Inflamable y explosivo
- Excelente conductor eléctrico
- Metal más electronegativo

Symbol	Li	
Atomic number	3	
Atomic weight	6.94	
Density un solid form @20°C	534	kg m^{-3}
Melting Point	180.54	°C
Boiling Point	1342	°C
Crystal Structure	Body centred cubic	
Hardness	0.6	Mohs scale
Electrical resistivity	9.5	m Ω cm
Thermal conductivity	85	W m^{-1} K^{-1}

Tabla No. 1. Propiedades selectas de Litio (Brown et al., 2016)

La concentración del **Litio** en la litósfera va de 17 a 20 ppm, en rocas ígneas, de 28 a 30 ppm y en rocas sedimentarias de 3 a 10 ppm. Los minerales donde se encuentra este metal con las mayores concentraciones se muestran en la Tabla No.2.

Mineral Name	Chemical Formula	Lithum content *(Li %)*	Appearance *(colour and lustre)*
Spodumene	$LiAlSi_2O_6$	3.7	White, colourless, grey, pink, lilac, yellow or green; vitreous
Lepidolite	$K_2(Li, Al)_{3}(Si, Al)_4O_{10}(OH, F)_4$	1.39 - 3.6	Colourless, grey/white, lilac, yellow or white; vitreous to pearly
Petalite	$LiAlSi_4O_{10}$	1.6 - 2.27	Colourless, grey, yellow or white; vitreous to pearly
Eucryptite	$LiAlSiO_4$	2.1 - 5.53	Brown, colourless or white; vitreous
Amblygonite	$LiAl[PO_4][F,OH]$	3.4 - 4.7	White, yellow or grey; vitreous to pearly
Hectorite	$Na_{0.3}(Mg,Li)_3Si_4O_{10}(OH)_2$	0.54	White, opaquete; earthy
Jadarite	$LiNaSiB_3O_7(OH)$	7.3	White; porcellanous

Tabla No. 2. Minerales más comunes que contienen Litio (Brown et al., 2016).

1. Pegmatitas

Las pegmatitas *(pegmatitas graníticas, PG)* son rocas ígneas en esencia de composición granítica *(plutónicas)* con tamaños de cristales extremadamente grandes y variables, con abundancia de minerales con textura "gráfica esqueléticа" que muestran otras texturas de crecimiento direccional y que forman lentes, diques o vetas, en cercanía o asociados a grandes intrusiones ígneas graníticas *(London, 2014)*. Estas rocas son de grano muy grueso *(cristales mayores a 5 cm)* predominando los feldespatos, cuarzo y micas, siendo fundamental en su formación una fuerte influencia de volátiles como Boro (B), Flúor (F), Cloro (Cl) o agua, disminuyendo la velocidad de nucleación, aumentando la velocidad de difusión, originando la formación de grandes cristales, formándose también por el fraccionamiento prolongado o extendido de un magma parental rico en fluidos *(Dill, 2015)*. Otra característica fundamental de las PG es su zoneamiento interno *(Figuras 1 y 2, Cerny, 1991, London, 2014)*, tanto en mineralogía como en texturas, predominando las texturas gráficas, esqueletal u otras de tipo direccional, con enriquecimiento de elementos como Nb, Ta, Be y Li *(London, 2014)*. Las pegmatitas se clasifican de acuerdo a su enriquecimiento en elementos de interés económico y mineralogía asociada, la familia LCT (Li-Cs-Ta) está asociada a granitos tipo S, peraluminosos, enriquecidos en álcalis raros, Be, B, P y Sn, mientras que la familia NYF (Nb-Y-F) está asociada a los granitos tipo A, están enriquecidas en tierras raras pesadas y F *(London 2014)*. El zoneamiento ocurre en dos escalas, regional, manifestado como el aumento de la complejidad química con la distancia desde su fuente termal de origen *(Figura 3)*, y el zoneamiento interno, que son cambios texturales y de mineralogía dentro del cuerpo de la PG, compartiendo texturas similares a vetas de origen hidrotermal *(London, 2018)*. Las PG se han formado en periodos de eventos tectónicos asociados a orogenias *(3.1 Ga, 2600, 1800, 962, 529-485 y 307-274 Ma)*, principalmente en eventos convergentes de supercontinentes *(Li et al., 2023, Figura 4)*.

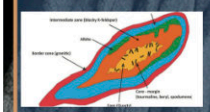


Figura 1. Zoneamiento interno típico de las pegmatitas (Cerny, 1991).

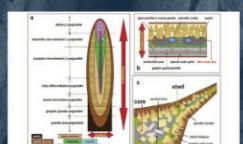


Figura 2. Zoneamiento interno de pegmatitas de acuerdo a 3 modelos (London 2014).

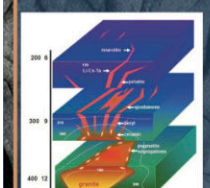


Figura 3. Zoneamiento regional dentro de una pegmatita LCT (London, 2014).

Figura 4. Mapa de regiones orogénicas del mundo con localidades de pegmatitas (Li et al., 2023).

2. Arcillas vulcanogénicas

Se han detectado anomalías geoquímicas de Li en arcillas y que están asociadas generalmente a rocas riolíticas, las cuales se pueden subdividir en 3 subtipos, (a) Li en hectorita y otras capas mezcladas de arcillas, (b) iones de Li adsorbido a las arcillas y (c) en depósitos de jaderita *(Bowen, 2022)*. Las tobas riolíticas se consideran como un recurso potencial de este metal, debido a la presencia de jaderita y otras arcillas de Li. Existen otros tipos de arcillas donde se ha detectado Li de forma anómala, sin embargo, los espesores de la litología y la heterogeneidad geológica hace a estos depósitos complejos para considerarse como una fuente próxima para explotarlos, cuando el precursor del metal podría ser volcánico o que los altos contenidos de Li sean derivados por alteración supergénica o hidrotermal *(Bowen, 2022)*. Existen depósitos importantes de arcillas ricas en Litio en Nevada *(USA)*, Turquía, Argentina y Sonora, dentro de secuencias de tobas riolíticas, llegando a tener espesores desde 1 hasta 90 m con hasta 20 Km de extensión lateral con capas individuales de varios kilómetros de longitud *(Bowen, 2022)*. Los tipos de arcillas son variables y dependen de la roca fuente parental y de procesos de hidrotermalismo, identificándose minerales como hectorita, tailonita, illita, esmectita, clorita, caolinita, así como coquitas, encontradas en depósitos de bauxitas, considerándose estos depósitos de origen sedimentario *(Ye et al., 2025, Wang et al., 2024)*.

3. Salmueras continentales

Las salmueras continentales *(SC)* se definen como soluciones conteniendo sales totales disueltas en concentraciones mucho más altas que el agua marina (>3.5%) siendo clasificadas como hipersalinas, mostrando evidencias de concentración de Li por evaporación y procesos hidrotermales. Estos depósitos contienen cantidades importantes de Li, B, Ba, Sr, Br, I y F además de Na, K, Mg, Ca, Cl, SO4 y CO3. Las SC se caracterizan por ser concentraciones de iones disueltos que están cerca de la saturación para muchas sales, especialmente en depósitos de salmueras *(salares maduros)*. Estas acumulaciones salinas ricas de Li en superficie son derivadas de las salmueras y cumplen con 6 factores fundamentales para su génesis, (a) clima árido, (b) cuenca cerrada conteniendo un salar, lago salado o ambos, (c) actividad ígnea o hidrotermal asociada, (d) subsidencia tectónicamente activa, (e) fuentes de Li adecuadas y (f) suficiente tiempo para concentrar este metal. El clima es la primera característica y más importante ya que contribuye (1) a la formación de los salares en una cuenca cerrada, (2) es un factor en la concentración del Li con el tiempo y (3) es esencial para la separación del Li en estanques *(Munk et al., 2016)*.

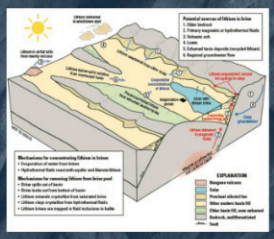


Figura 5. Modelo conceptual del depósito mineral en SC de Litio (Bradley et al., 2016).

El modelo de la Figura 5 *(Bradley et al., 2013)* se describen los factores como las fuentes, cuencas y procesos que movilizan, secuestran y concentran el Litio, el cual ha sido creado a partir de información de las salmueras de Clayton Valley *(USA)* y del salar de Atacama *(Chile)*, localizándose la gran mayoría de estos depósitos en la región del altiplano de Puna en los Andes Centrales *(Munk et al., 2016)*. Los salares más grandes del planeta *(Atacama en Chile y Uyuni en Bolivia)*, el primero tiene una extensión de más de 10,000 Km2 siendo el más grande receptáculo de Sudamérica y de la tierra *(3363 msnm)*, teniéndose estimados 10.2 Mt, 12 veces más los recursos de Litio en pegmatitas, sin embargo, este metal no se ha logrado explotar con efectividad debido a las concentraciones de Mg, mientras que el salar de Atacama *(2300 msnm)* tiene una superficie de 3000 Km2 *(Figura 6)*, se tienen recursos de 6.7 Mt, siendo este salar el que se explota comercialmente de forma exitosa. En la región de Puna de Argentina existe un salar importante denominado Hombre Muerto *(3970 msnm)* con recursos estimados en 0.80 Mt *(López et al., 2018)*. La actividad geotermal en estas regiones de Sudamérica es impresionante ya que zonas con manifestaciones termales *(fumarolas activas)* son de carácter regional, así como la asociación a rocas volcánicas de reciente edad *(Figuras 7 y 8)*.

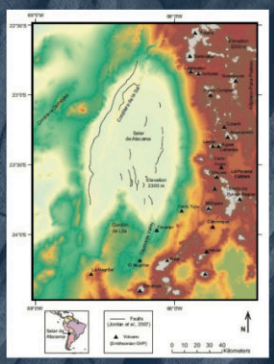


Figura 6. Salar de Atacama, donde se observan los volcanes que rodean el salar de esta región (Munk et al., 2016).

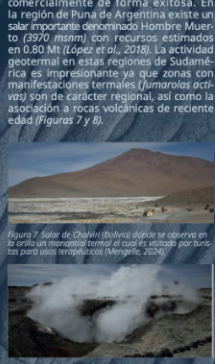


Figura 7. Salar de Chaviri (Bolivia) donde se observa en la orilla un monanticial termal el cual es visitado por turistas para usos terapéuticos (Mengelle, 2024).

Figura 8. Campo de fumarolas en la zona geotérmica Sol de Mañana (Mengelle, 2024).

4.Salmueras geotermales

Ya en 2021 *(Dill)* proponía la idea de recuperar Li de salmueras geotermales *(Litio geotermal)* en Italia, donde menciona diferentes localidades y proyectos geotérmicos donde el Litio presenta concentraciones elevadas lo que delinea la idea de utilizar dichos fluidos para extraer el preciado metal. Otros autores en la actualidad *(Ayaz y Muñoz, 2024)* encuentran una fuerte relación entre el Litio en pequeños salares ricos en Litio y los fluidos geotermales de la región de Laguna Vede *(Chile)*, donde se comprueba la fuerte relación entre este proceso de enriquecimiento de Li y la actividad volcánica-plutónica, representada por volcanes de andesitas y dacitas así como de la actividad fumarólica presente de forma regional contundente, comprobando con métodos geoquímicos el origen magmático del Litio por medio de análisis de isótopos. Cao et al *(2025)* hacen una como comparación de la productividad de Litio en diversos campos geotermales activos determinando los procesos que determinan el enriquecimiento y empobrecimiento de este metal en estos sistemas hidrotermales. El inventario de sitios geotérmico *(pozos geotermales y manifestaciones termales superficiales)* evaluando las variaciones del litio en los fluidos geotermales es una técnica adecuada para evaluar a nivel de recurso de este metal a nivel regional *(Sanjuan et al, 2022)*. La extracción directa del Litio *(EDL)* es una excelente opción para este tipo de salmueras, siendo mas amigables con el ambiente (Salerno et al., 2025).

Después de haber descrito las características fundamentales de génesis y de geología de enriquecimiento del Litio, es importante notar l diferencia entre las concentraciones de este metal en las diferentes fuentes naturales mostradas *(Tabla No. 3)*.

Deposit	Type	Location	Main Owner	Li *(Kt)*	Grade *(wt% Li)*	Resource/ Reserve
Greenbushes	Pegmatite	Greenbushes *(Australia)*	Tianqi Lithium	943	1.091	R [1,2]
Wodgina	Pegmatite	Pilbara (Australia)	Mineral Resources	826	0.543	R [1,3]
Earl Grey	Pegmatite	Goldfields *(Australia)*	Kidman Resources & SQM	658	0.697	R [1,4]
Pilgangoora	Pegmatite	Pilbara *(Australia)*	Pilbara Minerals	628	0.580	R
Grota do Cirilo	Pegmatite	Minas Gerais *(Brazil)*	Sigma Lithium	293	0.641	r; M+1 [5]
Whabouchi	Pegmatite	Quebec *(Canada)*	Nemaska Lithium	220	0.604	R [1, 6]
Arcadia	Pegmatite	Harare (Zimbabwe)	Prospect Resources	164	0.608	R [7]
Tanco	Pegmatite	Manitoba *(Canada)*	Sinomine Rare Metals	110	1.180	R [8]
Atacama	Brine	Atacama *(Chile)*	SQM; Albermarle	6,300	0.184	R [9]
Uyuni	Brine	Oruro and Potosi *(Bolivia)*	COMIBOL	3,600	0.045	R [9]
Zhabuye	Brine	Tibet (China)	Tibet Shigatse & Tianqi	1,500	0.100	R [10]
Centenario	Brine	Salta *(Argentina)*	Eramet	921	0.045	r; M+1 [11]
Hombre Muerto	Brine	Catamarca *(Argentina)*	Livent	835	0.071	R [11]
Olaroz/Cauchari	Brine	Jujuy *(Argentina)*	Orocobre	345	0.053	r; M [12]
Cauchari	Brine	Jujuy *(Argentina)*	Lithium Americas & Exar	282	0.069	R [11,13]
Maricunga	Brine	Atacama *(Chile)*	Minera Salar Blanco	269	0.117	R [14]
3Q	Brine	Catamarca *(Argentina)*	Neo Lithium	243	0.079	R [11,15]
Rincon	Brine	Salta *(Argentina)*	Argosy Minerals	203	0.032	R [11]
Clayton Valley	Brine	Nevada *(USA)*	Pure Energy Minerals	41	0.012	R [16]
Sonora	Li-Clay	Sonora *(Mexico)*	Bacanora & Ganfeng	845	0.229	R [17]
Thacker Pass	Li-Clay	Nevada *(USA)*	Lithium Americas	582	0.236	R [1,18]
Rhyolite Ridge	Li-clay	Nevada *(USA)*	Joneer Resources	209	0.170	r; M+1 [19]
Falchani	Li-Tuff	Puno *(Peru)*	Plateau Energy Metals	146	0.296	r; T [20]

Tabla No. 3. Comparación de las concentraciones de Litio en diferentes fuentes naturales (geológicas) de este metal (Bowen 2022).

5. Exploración en México

Consideramos que en México se tienen 2 grandes fuentes naturales de **Li**, en las que se debe de poner atención para su exploración, en pegmatitas y en salmueras geotermales, esto debido a que existen localidades importantes de pegmatitas en diversos estados (Figuras 9 y 10), así como la geotermia en México tiene un buen grado de desarrollo, principalmente en la producción de electricidad con 5 campos geotérmicos a nivel nacional (Figuras 11 y 12). Respecto del Li en arcillas existen dos proyectos importantes, en uno ya hay incluso perforación y en el otro falta una evaluación preliminar, sin embargo, en este tipo de depósitos de Li es difícil aun la explotación de este metal. En México no existen salmueras continentales. Nos centramos en las propuestas de exploración para pegmatitas, ya que lo estudios que existen son de carácter netamente petrológico, geoquímico y geocronológico, pero no existen estudios enfocados a la exploración y en el caso de salmueras geotermales, existe infraestructura para la investigación y recolección de datos de Li y hacer el inventario geoquímico pertinente.

Figura 9. Afloramiento de pegmatitas en el Complejo Metamórfico de Acatlán en Puebla (Zarzosa, 2024).

Figura 10. Cristales de feldespatos y cuarzos de más de 2 cm de diámetro en una pegmatita dentro del Complejo Metamórfico de Acatlán en Puebla (Zarzosa, 2024).

Figura 11. Precipitación de minerales en un pozo de exploración a temperatura ambiente (Mengelle, 2025a).

Figura 12. Pozo geotermal en el campo geotermoeléctrico de Humeros en Puebla (Mengelle, 2025b).

6. Propuestas de exploración

Para la exploración de pegmatitas se deberán de emplear las siguientes técnicas como en cualquier otro proyecto de minería metálica, esto para definir las guías que deberán de emplearse a escala regional, distrito y prospecto, en los estados como Sonora, Chihuahua, Oaxaca, Puebla entre otros donde hay evidencias de pegmatitas siguiendo varias etapas lógicas:

(a) Construir una base de datos actualizada *(desarrollo de conocimiento)* sobre la clasificación de los diversos tipos de pegmatitas, detallando conceptos como la mineralogía, geoquímica y los diversos zoneamientos en dichas tipologías en distintas escalas de estudio además de considerar el ambiente geológico y tectónico.

(b) Percepción remota, empleando sensores remotos de resolución espacial y espectral alta, esto para poder identificar zonas de caolín, posiblemente asociadas a pegmatitas afectadas por una fuerte alteración supergénica e hipogénica, así como a los minerales constituyentes de dichas rocas, generando en esta etapa prospectos para su posterior investigación en campo (*prospección geológica y geoquímica*) cubriendo una superficie de varios kilómetros cuadrados, en las regiones ya mencionadas.

(c) Geofísica aérea, donde lo que se pretende es identificar anomalías geofísicas que puedan estar asociadas a plutones de diversas dimensiones, en donde puedan estar alojadas las pegmatitas, generando de esta también prospectos.

(d) Prospección geológica a escalas grandes de semidetalle que permitan ir integrando cartográficamente las diversas localidades identificadas y verificadas en el campo, describiendo todas las características geológicas de los sitios.

(e) Muestreo y análisis de laboratorio de las especies minerales de la pegmatita y sobre todo del cuarzo del núcleo de dichas rocas, para determinar las temperaturas de cristalización características de esta roca y ver su correspondencia con anomalías geoquímicas de Li y Elementos de las Tierras Raras (ETR) de las pegmatitas LCT y NYF, así como de otros tipos con enriquecimiento en Li y ETR.

(f) Integración de toda la información generada durante las etapas anteriores, para evaluar los recursos de Li y ETR así como determinar los sitios con posibilidades de generar reservas, por medio de la perforación.

(g) Perforación de prospección para verificar objetivos en el subsuelo.

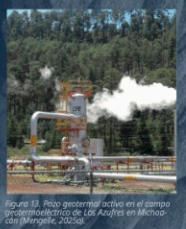


Figura 13. Pozo geotermal activo en el campo geotermoeléctrico de Los Azufres en Michoacán (Mengelle, 2025a).

Para las salmueras geotermales es necesario hacer un inventario de manifestaciones termales y de pozos activos, describiendo todas las características geoquímicas de los fluidos profundos en dichos sistemas geológicos, construyendo un mapa con dicha información, enfocándose a las concentraciones de Li y otros elementos como B, Rb, K, SO4, Na, Cl y F, así como Mg, Mn U y NH4. Esta es una actividad fundamental ya que en México existen campos geotérmicos en donde los pozos de producción permitirían generar una base de datos robusta para evaluar el recurso de Litio en este tipo de salmueras *(Figura 13)*.

Para los depósitos de Li en arcillas se recomienda en el primer caso evaluar la regiòn de Zacatecas y San Luis Potosí a nivel de recursos con técnicas actuales, sumando recursos a los de Sonora.

Referencias bibliográficas

Ayaz, A.M., Muñoz, A., 2024. A critical evaluation of the role of a geothermal system in lithium enrichment of brines in the salt flats: A case study from Laguna Verde in the Atacama Region of Chile. Geothermics, V. 119. 102970.

Bowell, R.J., Lagos, L., de Los Hoyos, C.R., Declerqc, J., 2020. Classification and Characteristics of Natural Lithium Resources. Elements, V. 16, p. 259-264.

Bradley, D., Munk, L.A., Jochens, H., Hynek, S., Labay, K. 2013. A Preliminary Deposit Model for Lithium Brines. USGS, Open-File Report 2013-1006.

Brown, R., Walters, A., Idoine, N., Gunn, G., Shaw, R.A., Rayner, D. 2016. Lithium. Definition, Mineralogy and Deposits. British Geological Survey, p. 39.

Cao, R., Yang, Y., Dai, J., Liu, Q., Cai, Y., Wan, S., 2025. The source and differential enrichment mechanisms of lithium in Gudui geothermal field: Constraints from enrichment and dilution processes of geothermal-type lithium. Geothermics, V. 125. 103160.

Cerny, P. 1991. Rare-element Granitic Pegmatites. Part 2: Anatomy and Internal Evolution of Pegmatite Deposits. Geoscience Canada, V. 18, Number 2.

Dill, H.G. 2015. Pegmatites and aplites: Their genetic and applied ore Geology. Ore Geology Reviews, V. 69, P. 417-651.

Kesler, S.E., Gruber, P.W., Medina, P.A., Keoleian, G.A., Everson, M.P., Wallington, T.J. 2012. Global lithium resources: Relative importance of pegmatite, brine and other deposits. Ore Geology Reviews, V. 48, 65-77.

Li, J., Yan, Q., Li, P., Jacobson, M.C. 2023. Formation of granitic pegmatites during progenesis: Indications from a case study of the pegmatites in China. Ore Geology Reviews, V. 156, 105391.

London, D. 2014. A petrologic assessment of internal zonation in granitic pegmatites. Lithos, 184-187.

London, D. 2018. Ore-forming processes within granitic pegmatites. Ore Geology Reviews, V. 101, p. 349-383.

López, S.R.L., Salvi, S., Garcia, G., Peralta, A.Y., Bezlat, D., Franco, G., Constantini, O., Córdoba, F.E., Caffe, P.J. 2018. Northern Puna Plateau-scale survey of Li brine-type deposits in the Andes of NW Argentina. Journal of Geochemical Exploration, V. 190, p. 26-38.

Mengelle, L.J.J. 2024. Reservoirs y modelación del sistema geotermal Sol de Mañana en Bolivia. ANDISIG. No publicado.

Mengelle, L.J.J. 2025a. Informe de práctica de campo (campo geotérmico Los Azufres). Geotermia y métodos de exploración. Escuela Superior de Ingeniería y Arquitectura. No publicado.

Mengelle, L.J.J. 2025b. Informe de práctica de campo (campo geotérmico Los Humeros). Geotermia y métodos de exploración. Escuela Superior de Ingeniería y Arquitectura. No publicado.

Muller, A., Bronner, M., Menuge, J. 2025. The GREENPEG Project Toolset to Explore for Buried Pegmatite-Hosting Lithium, High-Purity Quartz, and Other Critical Raw Materials. Economic Geology, V. 120, p. 765-778.

Munk, L.A., Hynek, S.A., Bradley, D.C., Boutt, D., Labay, K., Jochens, H. 2023. Lithium-Brines: A Global Perspective. Reviews in Economic Geology, V. 18, pp. 339–365.

Saleen, U., Wilhelmy, A., Sottmann, J., Knuutila, H.K., Bandyopadhyay, S. 2025. Direct lithium extraction (DLE) methods and their potential in circular battery recycling. Separation and Purification Technology, V. 361-131315.

Sanjuan, B., Gourcerol, B., Millot, R., Rettenmaier, Jeandel, E., Rombaut, A. 2022. Lithium-rich geothermal brines in Europe: An up-date about geochemical characteristics and implications for potential Li Resources. Geothermics, V. 101. 102385.

Wang, W., Shan, S.J., Shang, W.S., Yin, J. 2024. A new type of clay-Li deposit: Fault-controlled hydrothermal alteration in southern Hubei Province, China. Ore Geology Reviews, V. 170, p. 106-138.

Ye, Q., Luo, Ch., Wen, H., Chen, Y., Yu, W. 2025. Smectite as the lithium-rich mineral precursor: Key to lithium enrichment in claystone from Central Yunnan, Southwest China. Ore Geology Reviews, V. 180. 106586.

Zarzosa, L. 2024. Reporte de práctica de campo. Escuela Superior de Ingeniería y Arquitectura. No publicado.

Cartel elaborado en la Unidad de Tecnología Educativa de ESIA Ticomán

MINERALES CRÍTICOS Y ESTRATÉGICOS, PILARES FUNDAMENTALES PARA LA TRANSICIÓN ENERGÉTICA

Cavazos Tovar José Guadalupe[1], Mendoza Castillo Sofía del Pilar[1], Campos Pérez Gerardo[1], Treviño Rodríguez Froylan[1], Barrientos Contreras Luis Ernesto[2]
[1]Servicio Geológico Mexicano, Dirección de Investigación y Desarrollo, Subgerencia de Investigación, [2]Servicio Geológico Mexicano, Gerencia Regional Noreste.

RESUMEN

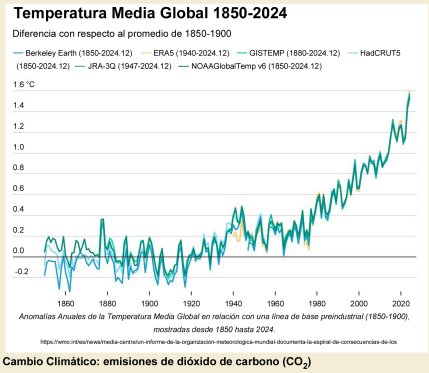
Los avances tecnológicos en los últimos años, así como la transición hacia energías limpias, ha derivado en un incremento considerable de la demanda de minerales críticos y estratégicos a nivel global. Aunque se sabe que China domina gran parte del mercado de minerales críticos y estratégicos, encontrar nuevas fuentes de estos minerales es un reto al que se enfrenta actualmente cada país. En este contexto, el Servicio Geológico Mexicano a través de la Subgerencia de Investigación, lleva a cabo el proyecto "Minerales Críticos y Estratégicos de México", el cual tiene como finalidad identificar y prospectar áreas geológicamente favorables para la ocurrencia de dichos minerales, y de esta manera, solventar las necesidades que se requieren para atender las energías limpias. Aunque México como país, no cuenta con un listado de minerales críticos y estratégicos, es bien sabido la demanda de minerales que se requieren para descarbonizar el planeta en los próximos años y así transitar hacia las energías verdes como fuentes renovables.

INTRODUCCIÓN

Desde la revolución industrial, hasta la actualidad, el uso de combustibles fósiles se ha utilizado de manera masiva permitiendo con esto el desarrollo de una civilización urbana e industrial. Sin embargo, hasta hace pocas décadas se empezaron a evaluar los efectos que tiene la quema de estos combustibles en cuanto al calentamiento global y cambio climático, ambos impulsados por la emisión de gases de efecto invernadero. Para atender dichos efectos, desde entonces diversos países han tratado de reducir la dependencia de combustible fósiles (carbón, petróleo y gas), supliéndolos por fuentes de energía limpias, tales como la energía solar y eólica.

Acuerdo de París

Tratado internacional sobre el cambio climático cuyo objetivo principal es evitar que la temperatura global aumente más de 2 °C, y aspira a limitar ese incremento a 1.5 °C de manera sostenible. Firmado en diciembre de 2015 en la ciudad de París por 193 países más la Unión Europea en el marco de las Naciones Unidas, este acuerdo compromete a las naciones firmantes a reducir las emisiones de gases de efecto invernadero, responsables del calentamiento global.



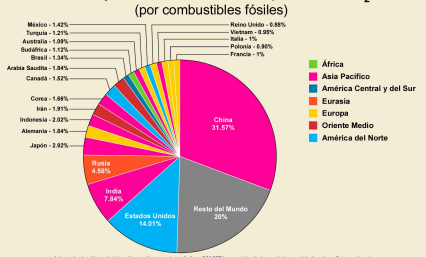
Anomalías Anuales de la Temperatura Media Global en relación con una línea de base preindustrial (1850-1900), mostradas desde 1850 hasta 2024.

https://wmo.int/es/news/media-centre/un-informa-de-la-organizacion-meteorologica-mundial-documenta-la-espiral-de-consecuencias-de-los

Cambio Climático: emisiones de dióxido de carbono (CO_2)

Las emisiones de CO_2 y otros gases de efecto invernadero son las principales causas del calentamiento global. Estos gases presentes en la atmósfera, atrapan la radiación térmica que la Tierra emite después de ser calentada por el Sol, causando a lo largo del tiempo un aumento en la temperatura global.

Países con mayores tasas de emisiones por año de CO_2 - 2022
(por combustibles fósiles)



Adaptado de sitio web: https://es.statista.com/estadisticas/600677/porcentaje-de-las-emisiones-globales-de-co2-por-paises/
Tomando como referencia gráfico de Union of Concerned Scientists (US), 2023.

¿QUÉ IMPLICA LA TRANSICIÓN ENERGÉTICA?

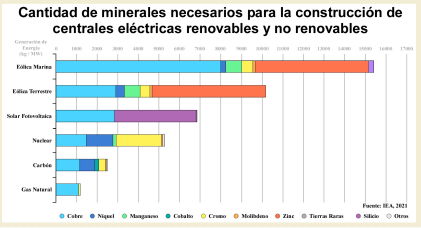
La transición hacia energías limpias es el camino a seguir para reducir las emisiones de gases de efecto invernadero a la atmósfera. Sin embargo, esto implica una creciente demanda de minerales críticos y estratégicos que abastezcan las necesidades de energías limpias y renovables.

Centrales eléctricas basadas en fuentes renovables

* Requieren hasta nueve veces más minerales durante su construcción para la generación de energía.

Centrales eléctricas basadas en combustibles fósiles

* Requieren una cantidad mínima de minerales para generar energía.



¿QUÉ SON LOS MINERALES CRÍTICOS Y ESTRATÉGICOS?

Los minerales críticos y estratégicos son todos aquellos que aportan un valor agregado a la economía, resultan esenciales para el desarrollo de nuevas tecnologías y desempeñan un papel fundamental en asuntos de seguridad nacional (USGS, 2025; Energy Act of 2020).

*** Según la Ley de Energía de 2020, un mineral se considera "crítico" cuando cumple los siguientes tres criterios:**

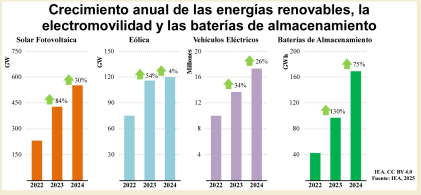
1. Es esencial para la seguridad económica y nacional.
2. Representa un recurso de alto valor para el sector energético industrial.
3. Presenta un alto riesgo en su cadena de suministro.

*** Minerales estratégicos:**

Todo aquel mineral que aporta un valor agregado hacia el desarrollo de nuevas tecnologías.

DEMANDA DE MINERALES CRÍTICOS Y ESTRATÉGICOS

Las estimaciones proyectadas por la Agencia Internacional de la Energía (IEA, 2025 por sus siglas en inglés) sugieren que la demanda de minerales críticos y estratégicos aumentará de manera significativa con fines de cumplir el tratado del Acuerdo de París de cero emisiones netas para el año 2050. Estas proyecciones ya son una realidad, pues la energía solar, eólica, la fabricación de vehículos eléctricos y las baterías de almacenamiento van al alza.



Fuentes de energía renovables: solar y eólica

Materiales fundamentales requeridos para la construcción de una planta solar fotovoltaica y eólica terrestre:

	SOLAR FOTOVOLTAICA	EÓLICA TERRESTRE
	Kg/MW	Kg/MW
Hierro (Fe)	162,500	22,000
Aluminio	16,000	2,030
Cobre (Cu)	2,200	2,700
Acero	2,000	126,100
Cromo (Cr)	558	
Manganeso (Mn)	500	
Estaño (Sn)	463	
Níquel (Ni)	235	111
Zinc (Zn)	162.5	
Magnesio (Mg)	53.5	
Molibdeno (Mo)	50	
Plata (Ag)	46.7	
Plomo (Pb)	21.2	
Titanio (Ti)	6.25	
Cadmio (Cd)	6.18	
Telurio (Te)	4.70	
Indio (In)	4.50	
Vanadio (V)	0.475	
Galio (Ga)	0.30	
Neodimio (Nd)		61
Disprosio (Dy)		4.86

Fuente: Cayetano-Pérez et al. (2019)

Parque solar en México de 100 MW compuesto por 390 mil paneles solares. Puerto de Libertad, Sonora.

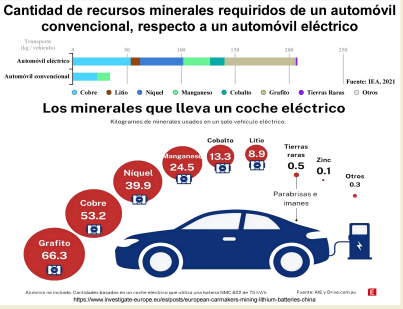
https://yucatan.gi.gob.mx/noticias/inaugurar-en-puerto-libertad-sitio-de-sonora/

Parque Eólico en México de 50 MW compuesto por 33 generadores de 1.5 MW, Istmo de Tehuantepec, Oaxaca.

https://revi.wecdca.org/2014/09/05/eolica-en-mexico-proyecto-eolico-ingenio-50-mw-de-acciona-con-33-aerogeneradores-ee-de-15-mw/

Vehículos eléctricos

Aunque los vehículos eléctricos contribuyen significativamente a la reducción de emisiones de gases de efecto invernadero (causantes del cambio climático), estos a diferencia de los vehículos convencionales, alimentados por combustibles fósiles, requieren seis veces más recursos minerales.



POSICIÓN DE MÉXICO FRENTE A DEMANDA DE MINERALES CRÍTICOS Y ESTRATÉGICOS

México cuenta con un potencial minero significativo que le permite sumar esfuerzos y contribuir a la gran demanda de minerales críticos y estratégicos. El país cuenta con importantes recursos de cobre, plata, zinc, molibdeno.

CONCLUSIONES

Las fuentes renovables y la electromovilidad están ligadas directamente con el consumo de ciertos minerales, por lo tanto, la búsqueda de los mismos, no solo es necesaria, sino oportuna para cumplir con el acuerdo de París de cero emisiones netas para el año 2050. En este sentido, el Servicio Geológico Mexicano a través de la Subgerencia de Investigación, ya está liderando y tomando acciones frente a este gran desafío de demanda de minerales. Desde hace varios años, el proyecto Minerales Críticos y Estratégicos de México, junto con otros proyectos dentro del organismo, están centrados en identificar y prospectar áreas geológicamente favorables en donde existan indicios de minerales críticos y estratégicos. Bajo este escenario, el Servicio Geológico Mexicano busca aportar al desarrollo de nuevas tecnologías, esenciales para la transición energética global.

REFERENCIAS

Cámara Minera de México (CAMIMEX), 2024; Informe de sostenibilidad. Minería consciente: Aliados de la prosperidad compartida para un futuro sostenible. p. 239

Capellán-Pérez, I. de Blas, J. Nieto, C. De Castro, L.J. Miguel, M. Mediavilla, O. Carpintero, P. Rodrigo, F. Frechoso, S. Cáceres. 2017, D4.1 MEDEAS Model and IOA Implementation at Global Geographical Level.

Energy Act of 2020. Critical minerals provisions. https://www.iea.org/policies/16065-energy -act-of-2020-critical -minerals-provisions

International Energy Agency (IEA), 2025; Global Critical Minerals Outlook 2025. IEA publications. www.iea.org.

International Energy Agency (IEA), 2021; The Rol of Critical Minerals in Clean Minerals Energy Transitions. 287 pp. IEA publications. www.iea.org.

U. S. Geological Survey (USGS), 2025. https://www.usgs.gov/programs/mineral-resources-program/science/what-are-critical-minerals-0

U. S. Geological Survey (USGS), 2022. https://www.usgs.gov/media/images/periodic-table-2022-critical-minerals-full-color

Economía
Secretaría de Economía

SGM
SERVICIO GEOLÓGICO MEXICANO

CIANURACIÓN DE UN MINERAL CON ALTO CONTENIDO DE ORO

Alumnos del Octavo Semestre (2021-2026) [1] , J.A. González Anaya[1]*, O. Alonso González[2], S. Bello Teodoro[2], M.A. Elizondo Álvarez[2], J.R. Espinosa Lumbreras[2].

[1]Programa Educativo de Ingeniero Minero Metalurgista de la Unidad Académica de Ciencias de la Tierra de la UAZ.
[2]Departamento de Materiales, Unidad Académica de Ingeniería I, UAZ "Francisco García Salinas".
*Autor de correspondencia: **antoniogonzalez@uaz.edu.mx**

RESUMEN

En la presente investigación se estudio un mineral de alto contenido de oro del Estado de Zacatecas, el cual fue concentrado manualmente, con una ley de 88 gr Au/ton. Se evaluaron cuatro variables de lixiviación: tiempo de lixiviación, entre 2 y 68 horas; velocidad de agitación fue de 80, 600 y 800 rpm; la concentración de NaCN fue de 1000 y 3000 ppm y el tamaño de partícula, se trabajaron cuatro distribuciones granulométricas diferentes: granulometría original, < 150 µm (malla -100), < 75 µm (malla -200) y < 38 µm (malla -400). Se alcanzaron recuperaciones del 95% del metal precioso, por lo que se puede inferir que el oro se encuentra nativo y libre. Mediante la técnica de titulación volumétrica empleando nitrato de plata se determinó el consumo de cianuro de sodio entre 1.9 y 3.4 kg/ton.

La granulometría original de mineral se determinó mediante la técnica de tamizado con un ajuste de la distribución de tamaños de partícula aplicando el modelo de Rosin-Rammler obteniendo un D80 = 468 µm.

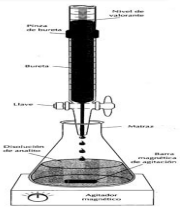
Palabras Clave: Cianuración, oro.

METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

MOLIENDA DEL MINERAL

TAMIZADO Y ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

TITULACIÓN VOLUMETRICA DEL CN-



PRUEBAS DE CIANURACIÓN

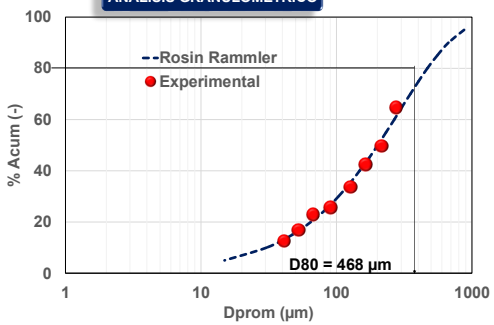
- Varios RPM
- 100 gr de Mineral
- 300 ml de Agua
- 9 ml de NaCN Solución (10%)
- 25% Sólidos

a)

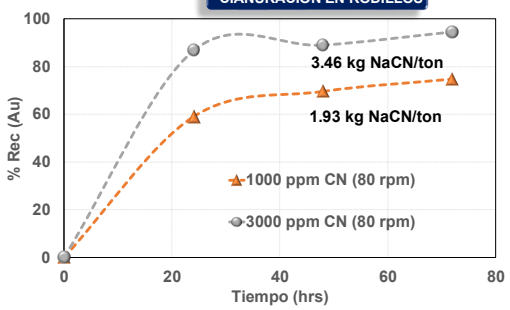
b)

RESULTADOS

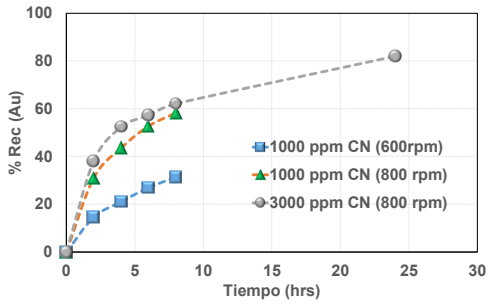
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO



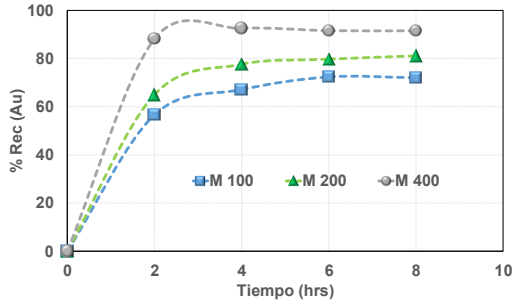
CIANURACIÓN EN RODILLOS



CIANURACIÓN EN PARRILLAS



CIANURACIÓN T. PARTÍCULA



CONCLUSIONES

- Se alcanzaron recuperaciones del 95% del metal precioso, por lo que se puede inferir que el oro se encuentra nativo y libre.
- El consumo de cianuro de sodio fue bajo, 3.46 kg/ton, mostrando que los minerales acompañantes no son cianicidas.
- A pesar que se aplico una concentración manual, es factible beneficiar este mineral con la ley de cabeza 4 gr Au/ton.

BIBLIOGRAFÍA

- Contreras, D., 1967, "Experimentación de minerales de oro y plata por el proceso de cianuración," Boletín Comisión de Fomento Minero, No. 8, pp. 1-66.

AGRADECIMIENTOS

Los autores agradecen el apoyo de la Cía. Minera Capstone Copper-Cozamín, en especial al Ing. Abel González Vargas por su apoyo económico para la compra del espectrofotómetro de absorción atómica empleado en este trabajo. De igual manera, se agradece a la empresa GRUPO NITRO por su apoyo para realizar esta investigación.

Ausenco Global Geotechnical Tailings Practice

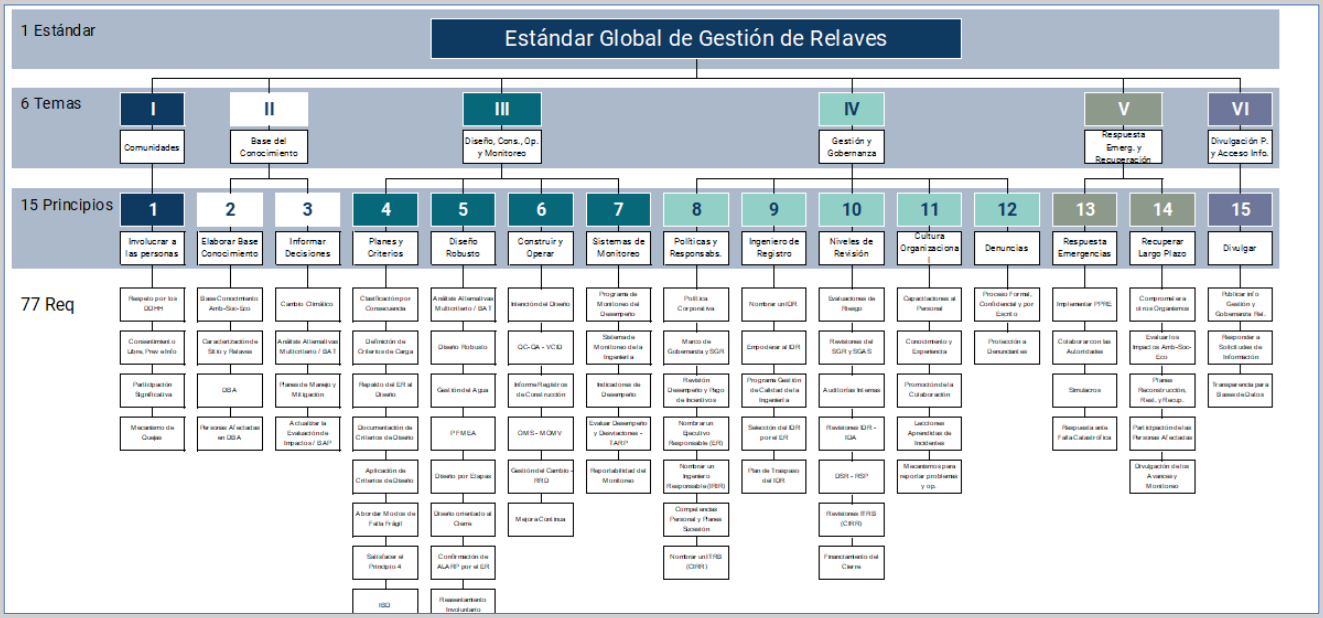
Implementación del Estándar Global de Gestión de Relaves para la Industria Minera (GISTM) en Presas de Jales

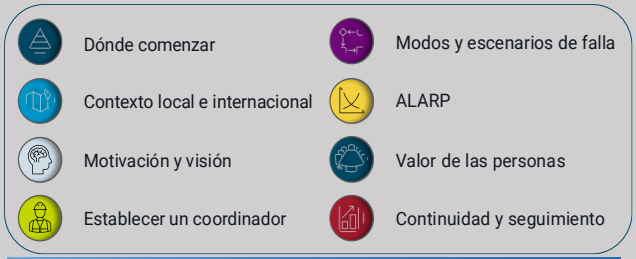
Autores: Alix Becerra, Julian Luzania, Gabriela Barbosa, Claudio Román, **AUSENCO**

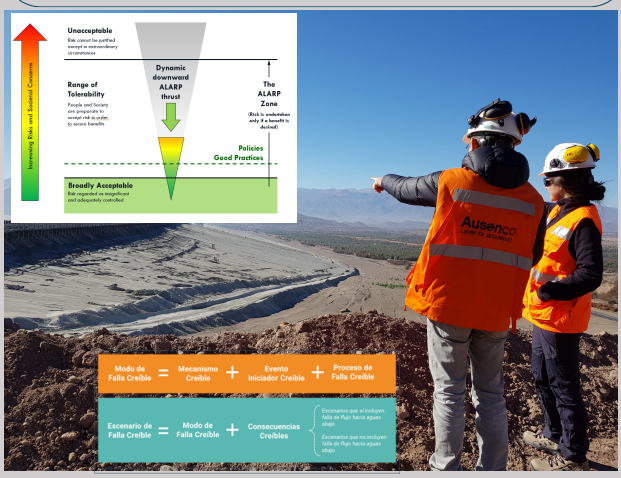
Introducción

El Estándar Global de Gestión de Relaves para la Industria Minera (GISTM) ha surgido como una respuesta integral a los desafíos y preocupaciones internacionales actuales. Uno de sus pilares principales ha sido la integración del ámbito social en la gestión de jales (Global Tailings Review, 2020), sumado al desarrollo sostenible, la rendición de cuentas y las prácticas responsables para todo el ciclo de vida. El proceso de implementación del Estándar Global de Gestión de Relaves para la Industria Minera (GISTM) en las instalaciones de jales es clave para obtener un nivel de gobernanza alto y estandarizado. Su lanzamiento en 2020 ha ayudado a que la comunidad minera obtenga un mejor entendimiento sobre cómo lograr que la gestión de una instalación de jales sea segura y responsable. Este trabajo comparte la experiencia de Ausenco en el proceso de implementación del GISTM, destacando los aspectos más relevantes, y se enfoca en el entendimiento de conceptos clave, así como la forma en la que se han abordado los 6 temas, 15 principios y 77 requisitos incluidos en el Estándar. La gestión de jales está en constante desarrollo y seguirá evolucionando a partir de nuevas tecnologías y lecciones aprendidas que vayan surgiendo durante el proceso.

Metodología







Principios Claves

Participación Comunitaria, Integridad de Diseño, Gobernanza Técnica, Monitoreo, Planes de Cierre, Evaluación del Desempeño.

Conclusiones

- GISTM es un estándar sólido, pero necesita adaptarse a las operaciones en México
- ALARP es una herramienta clave, aunque poco conocida en México.
- Es necesario que las reglas estén alineadas y que las autoridades y empresas tomen la iniciativa con conocimiento técnico

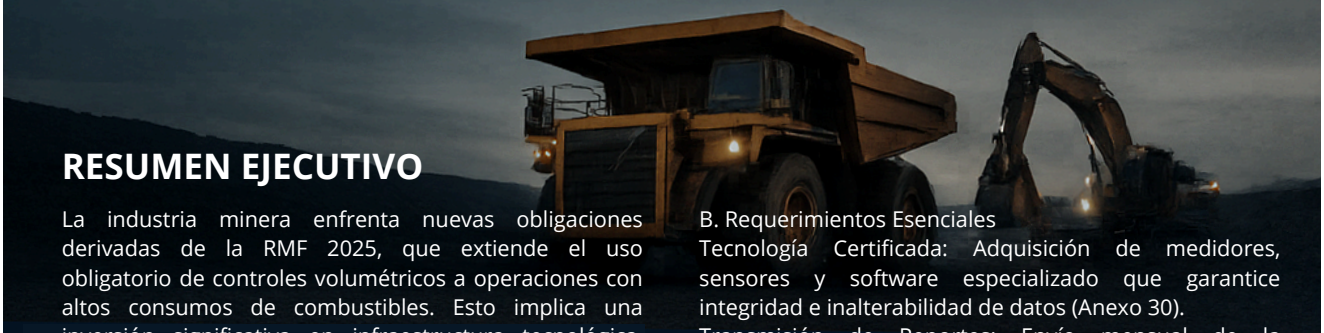
Referencias

- Jarvie-Eggart, M. E. (Ed.), 2015. Responsible mining: case studies in managing social & environmental risks in the developed world. SME.
- Initiative for Responsible Mining Assurance, 2018. Estándar para la minería responsable.
- World Gold Council, 2019. Responsible Gold Mining Principles.
- Global Tailings Review, 2020. Global Industry Standard on Tailings Management.
- Global Tailings Review, 2020. Towards Zero Harm.
- International Council on Mining & Metals, 2021. Conformance Protocols: Global Industry Standard on Tailings Management.
- International Council on Mining & Metals, 2021. Tailings Management: Good Practice Guide.
- Hartford, DND., 2022. Reframing Risk-Informed Safety Assessment of Dams. CDA Annual Conference, 17th – 19th October, St. John's, Newfoundland & Labrador, p. 33-43.
- Ley de Minería, 2023. Estados Unidos Mexicanos.
- Ley General para la Prevención y Gestión Integral de los Residuos, 2023. Estados Unidos Mexicanos.
- Ley de Aguas Nacionales, 2023. Estados Unidos Mexicanos.
- Ley General del Equilibrio Ecológico y la Protección al Ambiente, 2023. Estados Unidos Mexicanos.

CONTROLES VOLUMÉTRICOS EN LA INDUSTRIA MINERA

Retos y Oportunidades Fiscales

AUTOR: Luis Antonio Andradé León



RESUMEN EJECUTIVO

La industria minera enfrenta nuevas obligaciones derivadas de la RMF 2025, que extiende el uso obligatorio de controles volumétricos a operaciones con altos consumos de combustibles. Esto implica una inversión significativa en infraestructura tecnológica, procesos de verificación externa y reportes periódicos al SAT. El cumplimiento no solo reduce riesgos, sino que constituye una estrategia fundamental para asegurar la continuidad operativa y evitar sanciones severas.

1. INTRODUCCIÓN Y MARCO GENERAL

Los controles volumétricos representan una herramienta clave del SAT para garantizar la trazabilidad de hidrocarburos y combatir la evasión y el mercado ilícito de combustibles. Esta obligación se extiende ahora a operaciones mineras que utilizan diésel, gasolina o gas natural en grandes volúmenes.

2. OBJETIVOS

Identificar las obligaciones específicas para la minería.
Evaluar riesgos y beneficios.
Establecer lineamientos prácticos de implementación.

3. METODOLOGÍA

El análisis se basa en el CFF y en la RMF 2025, los anexos técnicos correspondientes (Anexo 30 y 32), el Código Fiscal de la Federación (CFF) y las prácticas operativas observadas en inspecciones del SAT. Tomando en consideración patrones de consumo e infraestructura propia de distintas unidades mineras.

4. RESULTADOS

A. Sujetos Obligados (Umbrales Críticos)
Petrolíferos (Diésel y Gasolina): Autoconsumo ≥ 75,714 litros mensuales.
Gas Natural: Autoconsumo ≥ 5,000 Gigajoules (GJ) anuales.

B. Requerimientos Esenciales
Tecnología Certificada: Adquisición de medidores, sensores y software especializado que garantice integridad e inalterabilidad de datos (Anexo 30).
Transmisión de Reportes: Envío mensual de la información al SAT en formatos XML o JSON.
Verificación Externa: Obtención anual del Certificado de Correcta Operación emitido por una Unidad de Verificación (UV) acreditada.

C. Riesgos del Incumplimiento
Pérdida de deducibilidad de los combustibles no controlados según el sistema autorizado.
Multas millonarias: Hasta $5,000,000 MXN por carecer de equipos o programas informáticos obligatorios.
Suspensión del CSD: Imposibilidad de emitir CFDI, paralizando la operación.
Consecuencias penales: Delito de Defraudación Fiscal Equiparada (CFF arts. 108 y 109).

D. Beneficios Operativos
Mejor control de inventarios: Información precisa y en tiempo real.
Optimización de costos: Reducción de fugas, pérdidas o uso indebido del combustible.

5. CONCLUSIONES

Los controles volumétricos son una obligación fiscal estratégica para la minería. Su correcta implementación mitiga riesgos que podrían llevar a la paralización operativa y refuerza la continuidad del negocio. La capacitación y preparación anticipada son esenciales para cumplir con los estándares regulatorios y evitar contingencias fiscales.

CANÁ
ASESORES

CITNOVA
CONSEJO DE CIENCIA, TECNOLOGÍA E INNOVACIÓN DE HIDALGO

SIMULACIÓN DEL PROCESO DE RECUPERACIÓN DE LITIO A PARTIR DE BATERÍAS VÍA ELECTROÓSMOSIS

Luis S. Terán Basilio [(1)], Carmen Cortés López [(*2)]

[1] Universidad Tecnológica Minera de Zimapán, Río Grande No. 34, Manzana La Tahona, Plutarco Elías Calles, Zimapán, Hidalgo, México, C.P. 42344, 233110192@utmz.edu.mx
[2] Consejo de Ciencia, Tecnología e Innovación de Hidalgo CITNOVA, Edificio Ciencia, Exhacienda de la Concepción 3, La Concepción, Hidalgo, México, C.P. 42162, carmen.cortes@hidalgo.gob.mx

Introducción y objetivo

El litio es el futuro energético, y entre sus estrategias de recuperación, el reciclaje de baterías destaca por su viabilidad y sostenibilidad.

Este proyecto es una celda de electroósmosis simulada en COMSOL Multiphysics, herramienta que permite evaluar el desempeño del sistema en la recuperación de iones de litio e identificar posibles fallos.

Los resultados ayudarán a determinar su viabilidad práctica, optimizar recursos y evitar errores de fabricación.

Materiales y métodos

La celda transporta una solución de ácido sulfúrico como electrolito, un cátodo de acero inoxidable 304, ánodo de titanio y una membrana de intercambio catiónico monovalente de politetrafluoroetileno.

La simulación se realizó mediante tres interfaces: "Transporte de especies diluidas", (movimiento iónico con migración en campo eléctrico); "Distribución de corriente secundaria", (fenómenos electromagnéticos); y "Flujo laminar", (movimiento del fluido a través de la membrana).

Se estableció una concentración inicial de litio de 400 mol/m^3, junto con una proporción con el electrolito de 1.5:1, con el fin de mantener la electroneutralidad. La membrana se configuró con paso libre para los iones de litio y un coeficiente de partición de 0.5 para las demás especies.

Resultados

Los resultados del estudio confirmaron el funcionamiento del sistema. El flujo del potencial eléctrico entre el ánodo, la membrana y el cátodo facilitó el transporte de iones a través del electrolito, permitiendo simular correctamente las reacciones redox en ambos electrodos.

Se alcanzó una concentración de litio de hasta 0.45 mol/L en el cátodo. La incorporación de la membrana bloqueó la mayoría de las especies no deseadas, manteniéndolas en concentraciones inferiores a 0.10 mol/L. No obstante, a pesar de que la membrana logró reducir hasta un 66% el paso del electrolito, su elevada concentración inicial dio lugar a una concentración residual de aproximadamente 0.25 mol/L en el compartimento catódico.

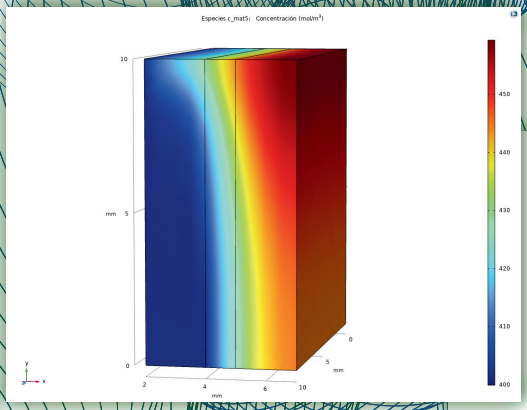


Fig.1 Concentración de litio en mol/m3 a través de la celda.

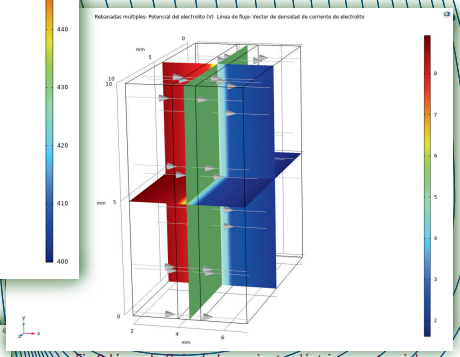


Fig.2 Linea de flujo de la corriente eléctrica y potencial.

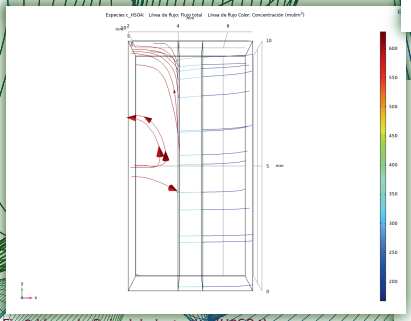


Fig.3 Linea de flujo del electrolito (H2SO4) a través de la celda y membrana.

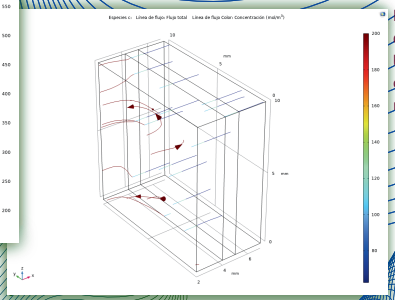


Fig.4 Linea de flujo de materiales de bajo interés (níquel, cobalto, grafito, manganeso)

Conclusiones

El proceso es teóricamente funcional. Su efectividad depende de una configuración óptima basada en las concentraciones del sistema, la adecuada selección de materiales y la compatibilidad entre estos componentes. Asimismo, el control riguroso de variables relacionadas con la composición química de la black mass es esencial. Estas variables introducen un margen de variabilidad y error en el proceso, lo cual puede afectar la pureza y eficiencia en la recuperación del litio.

Bibliografía

- Kang, D. H. P., Chen, M., & Ogunseitan, O. A. (2021). Potential environmental and human health impacts of rechargeable lithium batteries in electronic waste. Recycling, 7(2), 14.
- Zhang, Y., Ding, Y., Wang, H., Zhang, X., Liu, Y., Song, Y., & Peng, C. (2022). Lithium recovery from spent lithium-ion batteries: A crucial step towards sustainable energy storage. International Journal of Mineral Processing, 176, 107572.
- Tadesse, B., Wang, T., Xu, Y., & Zhang, Y. (2022). Electrochemical production of lithium phosphate from aqueous solution: Process analysis and optimization. Separation and Purification Technology, 295, 121273.

Agradecimientos a
Dra. Carmen Cortés López
Dr. Francisco Patiño Cardona

Contacto
teranbasilioluissealtiel@gmail.com

XXXVI CONVENCIÓN INTERNACIONAL DE MINERÍA ACAPULCO2025
LA MINERÍA UNIDA POR MÉXICO

"Ecolix-Gold como reactivo alterno al cianuro de sodio en la extracción de oro y plata"

Ing. Ma. Teresa Pineda Méndez [1,2*]; Ing. Roberto García Castillo [1,2]; M.C. Jesus Martin Galvan Lira [1,2]; Ing. Abraham González Lomelí [1,2]

1 Corporación Química Platinuim, Carretera Federal #45 KM 161 + 200 Int 6, Ejido de la Esperanza de los Sauces, CP. 36725 Silao, Gto.
2 Orion Productos Industriales, Av. de los Jinetes No 43 Int A, Las Arboledas, Tlanepantla CP. 54026 Edo. de México.
**Correo de contacto: mtpineda@platinum-corp.com.mx*

RESUMEN:

Este estudio evalúa el desempeño de Ecolix-Gold, un reactivo alternativo al cianuro de sodio, en la lixiviación de oro y plata a partir de tres muestras de minerales diferentes. Se comparó la eficiencia de Ecolix-Gold con la del cianuro de sodio en condiciones idénticas de lixiviación, y se exploró el impacto de variables como la recirculación de la solución, la dosificación del reactivo, la adición de carbón activado y la remolienda del mineral en la extracción de los metales preciosos.

INTRODUCCIÓN

A pesar de su eficacia, el uso del cianuro en la minería de oro ha sido objeto de controversia debido a sus riesgos ambientales y de seguridad. En este contexto, el desarrollo de reactivos innovadores representa una revolución en la metalurgia del oro, pese a las dificultades de su implementación a nivel industrial. Como parte de los nuevos lixiviantes sintéticos ecológicos para oro se tiene el **Ecolix-Gold**, un lixiviante alternativo al cianuro, que busca operar bajo las mismas condiciones de proceso ya establecidas. La formulación de Ecolix-Gold apunta a ofrecer un proceso con un perfil de seguridad mejorado y una alternativa sustentable para la extracción de oro.

METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

Tabla I. Leyes de cabeza y condiciones iniciales de lixiviación

	Contenidos de cabeza			Condiciones de lixiviación					
	Ley de oro (g/t)	Ley de plata (g/t)	C (%)	Reactivo lixiviante		Dosificación de lixiviante (kg/t)	Tiempo de lixiviación (hr)	Relación de sólidos (%)	Ciclos de lixiviación
Muestra A	7.699	869.98	-	NaCN	ELG	4	72	40	3
Muestra B	55.086	3575.12	-	NaCN	ELG	15	120	40	3
Muestra C	5.173	1080.56	1.65	NaCN	ELG	20	72	40	-

Tabla II. Condiciones de lixiviación para caso C

Prueba	Dosificación de lixiviante (kg/t)	Carbón activado (kg/t)	Remolienda (min)
1	40	-	-
2	40	135	-
3	40	-	3
4	40	135	3

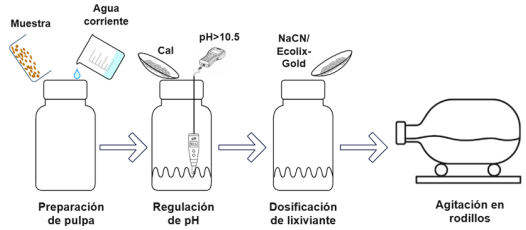


Figura 1. Representación esquemática del procedimiento para lixiviación en botellas

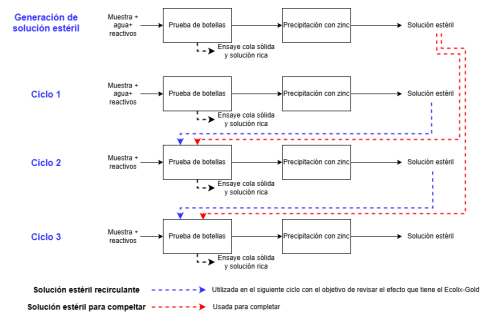


Figura 2. Diagrama del procedimiento para lixiviación cíclica

RESULTADOS

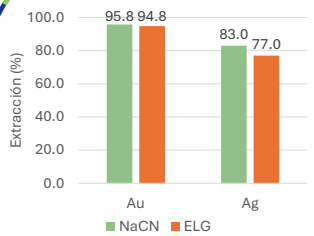


Figura 3. Muestra A. Extracción de oro y plata al variar el lixiviante

Figura 4. Muestra A. Lixiviación cíclica de oro y plata

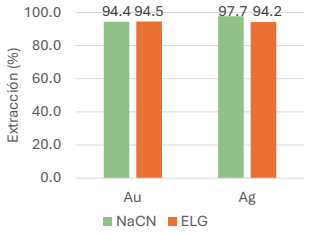


Figura 5. Muestra B. Extracción de oro y plata al variar lixiviante

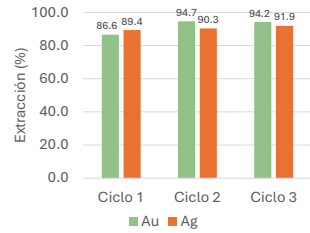


Figura 6. Muestra B. Lixiviación cíclica de oro y plata

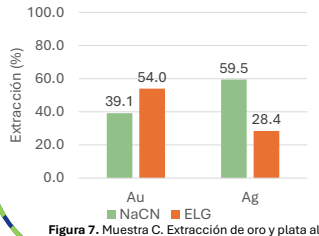


Figura 7. Muestra C. Extracción de oro y plata al variar el lixiviante con una dosificación de 20 kg/t

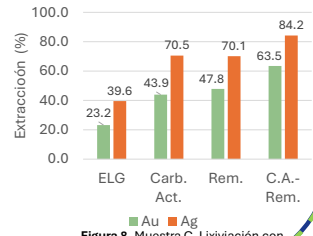


Figura 8. Muestra C. Lixiviación con remolienda y carbón activado

CONCLUSIONES

Ecolix-Gold se presenta como un reactivo alternativo viable al cianuro, con un desempeño en la extracción de oro que es comparable en minerales oxidados y sulfurados, y notablemente superior en el concentrado refractario de tipo carbonáceo bajo las condiciones iniciales.

La recirculación de la solución lixiviante con Ecolix-Gold no afectó de manera negativa la extracción de oro.

El proceso Merrill-Crowe es compatible y eficiente para precipitar los metales preciosos de las soluciones ricas generadas con Ecolix-Gold.

La adición de carbón activado durante la lixiviación demostró ser una estrategia compatible para incrementar sustancialmente las recuperaciones de oro y plata.

REFERENCIAS

- Aylmore, M. G. (2016). Alternative lixiviants to cyanide for leaching gold ores. En *Gold Ore Processing: Project Development and Operations* (Vol. 1, pp. 447–484). Elsevier. https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00027-X
- Marsden, J. O., & House, C. (2006). *The chemistry of gold extraction* (2a ed.). Society for minning metallurgy, and exploration, Inc.
- Zhang, Y., Cui, M., Wang, J., Liu, X., & Lyu, X. (2022). A review of gold extraction using alternatives to cyanide: Focus on current status and future prospects of the novel eco-friendly synthetic gold lixiviants. *Minerals Engineering*, *176*, 107336. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107336

IDENTIFICACIÓN DE MINERALES DE ALTERACIÓN UTILIZANDO ESPECTRORADIÓMETRO PORTATIL

Marco Antonio León Miramón
marcoleon@sgm.gob.mx

SERVICIO GEOLÓGICO MEXICANO

RESUMEN

El espectro radiómetro portátil es una herramienta fundamental en la prospección minera, ya que permite la identificación inmediata de minerales afectados por procesos hidrotermales mediante el análisis de su firma espectral.

En el presente trabajo se considera el uso del espectroradiómetro portátil, para el mapeo de alteraciones hidrotermales, se menciona la metodología a seguir para identificar minerales de alteración como arcillas, micas, etc.

A partir de la interpretación de estos datos se generarán los mapas de alteración para lo cual se requiere en primer lugar la identificación del espectro de los minerales presentes estos son analizados y comparado con una base de datos incluida en una biblioteca de firmas espectrales del USGS, para para posteriormente agruparlos de acuerdo con sus asociaciones mineralógicas.

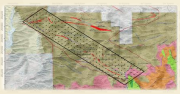
La generación de estos mapas combinados con otras coberturas de información, permiten estimar posibles
zonas de alteración y por ende establecer hipotéticamente un modelo de yacimiento
.

METODOLOGÍA

2 . Muestreo en Campo

2.1 Muestreo Sistemático

En campo se deberán de identificar los rumbos de las estructuras, ya sea mineralizadas o geológicas dominantes en las áreas de trabajo, esto servirá de base para determinar los puntos de muestreo.



2.3 Adquisición de lecturas (Firmas Espectrales)

- Verificar que las muestras se encuentren libres de humedad, polvo o algún otro agente contaminante, ya que esto es un factor que afecta los resultados finales de los espectros.
- Se debe de considerar que la muestra corresponda a un patrón representativo de la alteración observada en campo, y que la superficie donde se tome la lectura sea lo más plana posible.

2.2 Verificación de Equipo

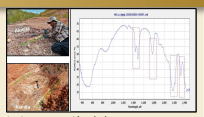
- La ventana de zafiro del colector deberá estar completamente limpia de polvo o grasa.
- Se deberá de colocar el blanco de referencia en el equipo y esperar a que el equipo realice los parámetros necesarios para la toma de lecturas.

2.4 Recolección de testigos

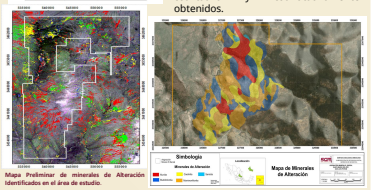
- Cada muestra deberá posicionarse geográficamente con sus coordenadas y almacenarse en el GPS bajo el número que le corresponda, posteriormente, deberá ser guardada en una bolsa individual con el fin de evitar cualquier tipo de contaminación.

RESULTADOS

La elaboración de los mapas de alteración requiere, en primer lugar, la identificación de los minerales presentes, para posteriormente agruparlos de acuerdo con sus asociaciones mineralógicas.



La interpretación de los espectros y sus datos siempre son verificados y validados en los Centros Experimentales del SGM, realizando un comparativo de los resultados cualitativa y cuantitativamente obtenidos.



Mapa Preliminar de minerales de Alteración identificados en el área de estudio.

INTRODUCCIÓN

La geología espectral es una herramienta que basa su información en la medición y análisis del espectro electromagnético para identificar minerales alteración y materiales superficiales, es una de las mejores alternativas para la prospección y exploración de zonas que potencialmente pueden contener depósitos minerales. Genera de igual manera información de muestreo in situ, que son datos de mucha utilidad para el geólogo de campo, pues brindará información de asociaciones mineralógicas.

Actualmente estas herramientas son muy utilizadas en la exploración minera con la finalidad de determinar zonas anómalas (anomalías espectrales) que definen la presencia de minerales económicos .

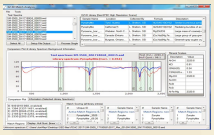
El principio general de las técnicas espectrales es la energía electromagnética y su interacción con la superficie de un material; esta interacción es representada en forma de un gráfico que se denomina "Curva de reflectancia espectral" o espectro de reflectancia" .

De manera general, se analiza la interacción de la radiación electromagnética con la superficie de la Tierra, desde satélites, principalmente en las regiones visible (VIS), infrarrojo de onda corta (SWIR) e infrarrojo térmico (TIR) y la espectroscopía de reflectancia (en laboratorio o campo).

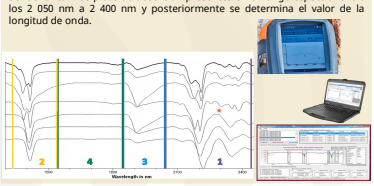
METODOLOGÍA

3. Identificación e interpretación de los espectros

Cada espectro es analizado y comparado con una base de datos incluida en una biblioteca de firmas espectrales, para el caso del SGM se toma como referencia la biblioteca de firmas espectrales del USGS .

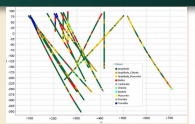


Se Identifican los picos de absorción presentes en el rango espectral entre los 2 050 nm a 2 400 nm y posteriormente se determina el valor de la longitud de onda.

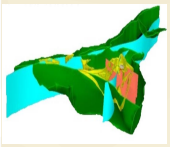


DISCUSIONES Y CONCLUSIÓN

La espectrometría además de ser una importante herramienta para el mapeo de alteraciones en superficie, puede la identificación de las mismas sobre los núcleos de barrenación y es un excelente auxiliar en la interpretación geológica en modelos de alteraciones 3D.



Los mapas y modelos generados por estas técnicas ayudan a delimitar y dar mayor certidumbre a los yacimientos o zonas con potencial mineral.



Si bien la espectroscopía de campo resulta útil para la identificación de minerales en muestras individuales, su aplicación es más eficaz cuando los datos se obtienen a gran escala y de manera sistemática.

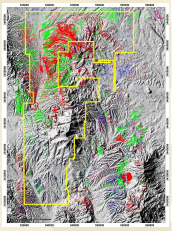
El análisis espectral ofrece información sobre variaciones en la composición mineralógica y química de un depósito de rendimiento económico, incluso en los casos donde la mineralogía dominante resulta evidente para los geólogos de campo.

La interpretación y evaluación de estos datos, en conjunto con otras informaciones, tienen un impacto directo en el desarrollo de un programa de exploración, ya que permite la toma de decisiones con mayor certidumbre.

METODOLOGÍA

1. Áreas Propuestas

La obtención de las firmas espectrales estará condicionado a las características geológicas y la identificación previa de las áreas de interés dentro del proyecto de exploración que corresponda. Para ello, se realiza un análisis en gabinete, basado en criterios geológicos e interpretaciones de imágenes satelitales Sentinel-2 (2020), entre otros. Dicho análisis se enfocará en la delimitación de zonas de interés mineralógico mediante la aplicación de combinaciones y realces de estas imágenes que generan mapas con información de ratios de arcillas u óxidos y posibles asociaciones mineralógicas, las cuales permiten reconocer distintos tipos de alteración, tomando como referencia espectros recopilados previamente en campo.



Para los trabajos de campo, en conjunto con los geólogos responsables del proyecto y con el propósito de corroborar y establecer los criterios utilizados en el mapeo y obtención de datos, así como de determinar las áreas a explorar, se establece el programa de trabajo.

RESULTADOS

El uso del espectrómetro SWIR en el campo permite que la mineralogía sea mapeada e interpretada en secciones geológicas: La interpretación resultante puede ser aplicada en tiempo real para la continuidad de las exploraciones o superficie o guiar la perforación, que puede ser integrada y combinada con otro tipo de datos para mejorar los objetivos buscados, establecer modelos geológicos y mejores guías de exploración.

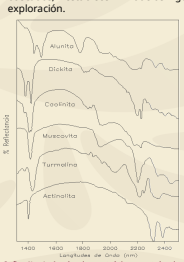


Grafico No. 1 ejemplos de características espectrales de minerales individuales. Los valores de reflectancia están omitidos para mayor claridad

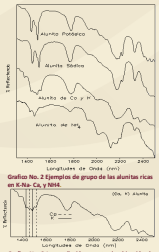


Grafico No. 2 Ejemplos de grupo de las alunitas ricas en K-Na- Ca, y NH4.

Grafico No. 3 La ampliación muestra la ubicación de las características distintivas de K, y Ca de una muestra con Ca dominante. Los elementos fueron tomados de la base de la base de datos de SPECMIN.

REFERENCIAS

- Clark, R.N., King, T., Klefwa, M., Swayze, G.A. y Vergo, N., 1990, Espectroscopía de reflectancia de alta resolución para minerales: Journal of Geophysical Research, v. 95, no. B-8, p. 12,653-12,680.
- Franklin, J.M., 1993, Yacimientos de sulfuros masivos asociados a vulcanismo: Geological Association of Canada Special Paper 40, p. 403-417.
- visible y el infrarrojo cercano: Economic Geology, v. 74, p. 1613-1629.
- Sillitoe, R.H., 1993, Modelos epitermales: tipos genéticos, controles geométricos y características de poca profundidad: Geological Association of Canada Special Paper 40, p. 403-417.
- Zhang, G., Pan, Y. y Chen, N., 1998, Un estudio de la espectroscopía de reflectancia de onda corta del Infrarrojo (SWIR) de un grupo de minerales de kaolinita en el Athabasca basin, Saskatchewan (abs): Geological Association of Canada and Mineralogical Association of Canada Abstract Volume, Quebec 1998, Abstracts, p. A-203.

SERVICIO GEOLÓGICO MEXICANO

Blvd. Felipe Ángeles km 93.5 – 4

Pachuca de Soto, Hgo.

C. P. 42083

https://www.gob.mx/sgm

Economía
Secretaría de Economía

SGM
SERVICIO GEOLÓGICO MEXICANO

PROTECCION DE FAUNA SILVESTRE EN LA UNIDAD MINERA SAN DIMAS

Biol. Marcos Rivas Garcia

First Majestic Unidad San Dimas

RESUMEN:

La unidad minera San Dimas se ubica en la zona de las quebradas, entre los límites de los estados de Durango y Sinaloa, específicamente en la comunidad de Tayoltita del municipio de San Dimas, Durango. Los tipos de vegetación representativos de la zona son: Bosque tropical caducifolio y Bosque tropical subcaducifolio, en cuanto a la fauna predominante de acuerdo con los más recientes estudios de impacto ambiental realizados por FIRSTMAJESTIC se registraron un total de 80 especies, dentro de los 5 grupos de vertebrados (Peces, Anfibios, Reptiles, Aves y Mamíferos). Lo anterior deja en claro la gran riqueza biológica de la región y por esta razón la Unidad Minera San Dimas ha venido aplicado una serie de medidas enfocadas a la protección de la fauna silvestre, ya que esta se puede ver amenazada por las actividades productivas de la operación minera.

Las medidas que se han implementado se basan en el entrenamiento y concientización, sobre la gran importancia que reviste la fauna silvestre, a todo el personal de la unidad minera, así como el estudio del comportamiento, características físicas, y hábitat de cada especie faunística objeto de este programa. Para obtener esta información se utilizan técnicas, dispositivos e instrumentos específicos para cada caso en particular, buscando en todo momento intervenir en el menor grado posible en el entorno general del sitio y garantizando la integridad de cada individuo buscando que sean eficientes, discretos, prácticos y económicos.

INTRODUCCION

Con el fin de proteger el medio ambiente para presentes y futuras generaciones, First Majestic Silver Corp destina recursos para el cuidado de la vida silvestre, con lo que se refrenda el compromiso que esta empresa tiene con el desarrollo sostenible y la administración ambiental en las comunidades donde opera, en este sentido la Política de Medio Ambiente de First Majestic Silver Corp establece: Promover el desarrollo e implementación de sistemas efectivos y realistas para minimizar los riesgos al medio ambiente. "incluyendo por supuesto la protección y respeto de la fauna silvestre". De acuerdo con el más reciente estudio en materia de Impacto Ambiental realizado por First Majestic Silver Corp, Unidad San Dimas, la riqueza faunística del sistema ambiental de la región se encuentra distribuida de la siguiente manera: Aves con un total de 45 especies repartidas en 25 familias y 12 órdenes. Mamíferos, con 12 especies en ocho familias y cuatro órdenes, Reptiles, registrando un total de cuatro especies en cuatro familias y un orden subdividido en dos subórdenes (Lacertilia y Serpentes), Anfibios, con un total de 2 especies en 2 familias y un orden, Peces, con 17 especies, de diez familias y cuatro órdenes.

Imagen 1. Imagen 2. Fotografías de la fauna presente a los alrededores y dentro de las áreas industriales, tomadas durante recorridos de identificación de fauna..

METODOLOGÍA 1:

CAPACITACIÓN Y CONCIENTIZACIÓN SOBRE LA PROTECCIÓN A FAUNA SILVESTRE

Tomando como referencia el principio de que *no se puede proteger lo que no se conoce*, la primera acción del programa de protección de fauna silvestre consistió en llevar a cabo la campaña de capacitación y concientización para el personal de la unidad minera. Los temas que se han abordado son: Protección de la vida silvestre, monitoreo de vida acuática, programa de rescate de fauna, precauciones por encuentros con serpientes, murciélagos y otras especies riesgosas.

Imagen 2. Fotografías de la capacitación al personal sobre precauciones por encuentros con serpientes.

METODOLOGÍA2 :

PROCEDIMIENTO SOBRE MONITOREO DE VIDA SILVESTRE

El objetivo de este procedimiento es determinar, de manera sistemática y bajo las pautas y estándares nacionales, internacionales y corporativos, el riesgo a la vida silvestre ocasionada por instalaciones que contienen sustancias químicas peligrosas y considera todas las operaciones y proyectos de la unidad minera de San Dimas con especial interés en las instalaciones y áreas en donde se maneja pulpa o solución de proceso y en donde la interacción con la vida silvestre no está impedida. Esto incluye, pero no está limitado a: depósito de jales, piletas de contención, tanques de proceso.

Imagen 3. Fotografías del depósito de jales Cupias y evidencia de la presencia de fauna silvestre en los alrededores de la instalación..

Este procedimiento permite identificar periódicamente áreas que potencialmente puedan generar riesgos hacia la vida silvestre, los registros también aportan información sobre las épocas del año en las cuales la presencia de fauna es más recurrente y con ello anticipar medidas preventivas, como es el caso de las temporadas de migración y sequía; se realizan recorridos diariamente por parte del personal operativo de las áreas de trabajo apoyados con el uso de cámaras trampa y los registros se realizan en un formato estandarizado que aporta la información sobre las condiciones del sitio y los hallazgos.

Ecología y Medio Ambiente
Hoja de Campo "Monitoreo de Vida Silvestre"

Fecha: _____ Condiciones climáticas (nublado, lloviendo, soleado, etc.): _____
Hora de inicio: _____
Observador: _____
Hora de término: _____
% Sobrenadante/# de charcos: _____ Sitio: _____ Riego en actividad* (Si ó No): ☐

	Especie (o nombre genérico p. ej. Pato)	No. Vivos	No. Muertos	Hábitat[1]	Actividades[2]	Signo de malestar [3]	Comentarios/descripciones
1							
2							
3							
4							
5							
6							
7							
8							
9							
10							

Se hizo el monitoreo y no se encontró evidencia de vida silvestre: ☐

Comentarios Generales: _____

[1]Hábitat: agua (Ag), playa/pl mojado (LM), playa/pl seco (LS), mineral (M), charco (Ch), aire (A), infraestructura (I), suelo natural (S), abajo aspersor (LIS), pared (P) o vegetación (V)
[2]Categoría de Actividades: descansando (D), volando (V), buscando (Bu), comiendo (C) o Bebiendo (Be).
[3]Signo de malestar/intoxicación: letargo/dócil (L), aeñalizadose/desgaldose (A), flotando excesivamente los ojos (F), tacudiendo pico o cabeza (S).
* Sólo aplica al monitoreo de colas de lixiviación

Imagen 4. Hoja de campo para el monitoreo de vida silvestre

METODOLOGÍA 3:

DISPOSITIVOS DE AHUYENTAMIENTO DE FAUNA

El ahuyentamiento de fauna se concentra básicamente en generar condiciones de tipo ecológico que causen estrés ambiental y por consiguiente un desplazamiento de los animales que se encuentren en una zona en la que se están realizando las actividades industriales, el método debe combinarse con el rescate y la reubicación de los individuos que se encuentren en el sitio. Es importante determinar el tipo de dispositivos de ahuyentamiento que se utilizaran, para esto se necesita tener el conocimiento previo acerca de la fauna existente por medio de la revisión de la línea base del proyecto, la bibliografía disponible sobre el tema, los inventarios de fauna generados mediante el procedimiento de monitoreo de vida silvestre, lo anterior con el fin de tener información general de las especies que probablemente se encuentren en el área de trabajo y de esta manera ser específicos en la medida de ahuyentamiento que se implementara. En un ahuyentamiento de fauna se emplean diferentes metodologías, técnicas y dispositivos como: Estímulos visuales - Siluetas, globos, cintas reflejantes, Estímulos auditivos - Reproducción de sonidos, cañones, Estímulos mecánicos - Guirnaldas simulando movimiento de vegetación arbórea y arbustiva, Estos métodos se enfocan en generar un cierto grado de estrés a los animales que los incite a desplazarse del lugar.

Imagen 5. Fotografías de los dispositivos de ahuyentamiento de fauna

METODOLOGIA 4:

El Programa de Rescate y Reubicación de Fauna Silvestre se diseñó con el objetivo de reubicar ejemplares susceptibles de rescate que habitan o están de paso en las áreas de operación minera. Debido a la interacción permanente entre las áreas industriales y el medio ambiente, los animales se introducen, ya se de manera fortuita o por necesidad, a las instalaciones, exponiéndose a ser dañados o dañar al personal. Para evitar esto, el protocolo indica que es necesario reportar al personal de medio ambiente el hallazgo de fauna en las áreas de trabajo.

Para el trabajo de rescate se utilizan: trampas Tomahawk y Sherman, bastón manipulador, vara herpetológica, jaulas medianas, cintas adhesivas, bolsas de tela, cubetas plásticas perforadas, bolsas tipo "ziplock" perforadas y guantes de tela.

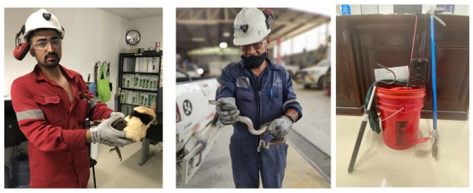


Imagen 6. Fotografías de rescates de fauna silvestre en áreas operativas.

ESTUDIO DE CASO: REUBICACIÓN DE COLONIAS MURCIÉLAGOS EN OPERACIONES SUBTERRÁNEAS

Los murciélagos frecuentemente encuentran refugio en minas abandonadas como parte de su hábitat. Las minas ofrecen condiciones similares a las cuevas, como temperatura y humedad constantes, lo que las hace atractivas para la hibernación, el parto de crías y otras actividades críticas. Además, las minas suelen estar en zonas remotas, lo que proporciona menos perturbaciones humanas. La unidad minera San Dimas cumple con los requerimientos para proporcionar una opción de hábitat para murciélagos en sus operaciones subterráneas, por lo anterior, se desarrolló un protocolo para la reubicación que garantiza mover un gran número de individuos anteponiendo la integridad de estos animales y permitiendo garantizar zonas seguras para el personal minero. Debido a que el ciclo de minado de San Dimas requiere dejar suspendidas de manera temporal áreas de explotación subterránea, esto permite que los sitios sean poblados por murciélagos, pero cuando estas áreas requieren reactivarse nuevamente es necesario reubicar a los animales.

Preparación: Recorrido en el interior de la mina para estimar el tamaño de la colonia. Recorrido en la parte superficial de la zona para identificar sitios con potencial para proporcionar a los murciélagos su nuevo refugio. Una vez que se tiene el sitio potencial, se llevan a cabo los trabajos de reubicación, se debe asegurar que solo exista una única vía de ingreso y salida para que la reubicación sea efectiva, la cual por lo general es el acceso a la mina. Instalar barrera de control, esta barrera puede ser de malla o huele, lo importante es garantizar que se pueda instalar y retirar con facilidad. Preparar equipo de protección personal especial y dispositivos de ahuyentamiento, es importante considerar que el equipo de protección debe de cumplir con todos los requerimientos para ingresar a interior mina, además de complementar con dispositivos por posibles riegos biológicos por la presencia de guano, por lo que se deben de proteger las vías respiratorias y el cuerpo completo, en cuanto al dispositivo de ahuyentamiento, es muy sencillo, ya que solo consta de una bocina con grabaciones de sonidos agudos.

Ejecución : Ingresar al fondo de la obra. Avanzar del fondo hacia afuera con los dispositivos de ahuyentamiento encendidos. Asegurar que no queden individuos rezagados. Una vez que se constate que no quedan individuos sale el personal y se baja la barrera.

Seguimiento: Mantener la vigilancia por lo menos 5 días para garantizar que los individuos no hayan ingresado nuevamente al sitio.

Después de los 5 días o más retirar la barrera.

Identificación de la colonia — Instalación de la barrera — Colocación de EPP

Ingreso al fondo de la obra — Activación de bocina — Se baja la barrera

Imagen 7. Proceso de reubicación de murciélagos

EI RESULTADOS:

Después de la implementación del programa de protección de fauna las áreas de operación y servicios no han presentado eventos relacionados mortandad de fauna.

CONCLUSIONES:

Deacuerdo a los resultados obtenidos desde la implementación del programa de protección de fauna silvestre, la reducción de incidentes ha sido evidente gracias a los esfuerzos realizados por la compañía, con ello también se ha generado una cultura de protección y respeto hacia los animales, la ejecución de cada una de las estrategias han sido aplicadas bajo el principio que hemos establecido: " Los dispositivos e instrumentos utilizados son específicos para cada caso en particular, buscando en todo momento intervenir en el menor grado posible en el entorno general del sitio, garantizar la integridad de cada individuo y buscar que los equipos y materiales utilizados sean eficientes, discretos, prácticos y económicos."

USO DEL ANALIZADOR DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X: PARA IDENTIFICAR ANOMALÍAS GEOQUÍMICAS EN LA PROSPECCION MINERA

Mario Alexis Copca Ortiz, Marco Antonio León Miramón

mariocopca@sgm.gob.mx

SERVICIO GEOLÓGICO MEXICANO

RESUMEN

El analizador portátil de fluorescencia de rayos X (XRF) se ha convertido en una herramienta esencial en la prospección minera por su capacidad para realizar análisis multielementales de forma rápida y confiable.

Este documento describe su aplicación en la detección de anomalías geoquímicas, asociadas a mineralizaciones metálicas. Destacando sus ventajas operativas y mencionando los principales factores a considerar para lograr una lectura correcta, describiendo cómo este método de exploración apoya en la identificación de áreas susceptibles de contener mineralización económica.

Fig. 1 Preparación de muestra para análisis XRF.

INTRODUCCIÓN

La prospección minera moderna demanda el uso de herramientas analíticas rápidas y económicamente accesibles que permitan ampliar la densidad de datos detectando en el menor tiempo posible zonas con probabilidad de contener depósitos minerales.

El analizador portátil, se ha consolidado como una tecnología mediante la cual se logran identificar aleaciones y elementos geoquímicos en campo y sus asociaciones, para establecer hipotéticamente su génesis y reforzar la interpretación.

Fig. 2 Análisis In Situ de estructura mineralizada.

METODOLOGÍA I

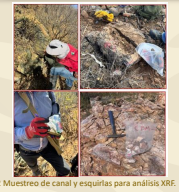


Fig. 2 Muestreo de canal y esquirlas para análisis XRF.

Para el muestreo se realizó la delimitación de las zonas de interés para análisis con el equipo portátil. Cada muestra fue extraída de manera cuidadosa evitando alterar el contexto a analizar. Una vez recolectada se etiquetó con el identificador correspondiente y se almacenó en una bolsa individual para evitar su contaminación.

La ubicación de cada muestra fue registrada mediante coordenadas UTM obtenidas con un receptor GPS.

METODOLOGÍA II

METODOLOGÍA III

Tratamiento geoestadístico previo a la elaboración del mapa de distribución geoquímica a partir de los datos obtenidos.

- Correcciones básicas.
- Exploración estadística univariada.
- Análisis espacial exploratorio
- Interpolación geoestadística
- Generación del mapa geoquímico

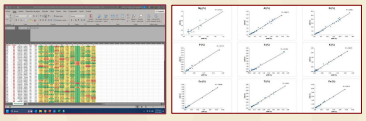


Fig. 3 Registro y Almacenamiento de datos.

RESULTADOS I

Al superponer los datos obtenidos mediante florescencia de rayos X a través de la representación de mapas geoquímicos, con la información geológica y estructural y resultados de laboratorio, se pueden delimitar zonas favorables para trabajos a detalle.

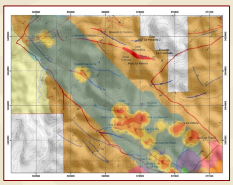


Fig. 4 Mapa de distribución geoquímica.

El analizador de fluorescencia de rayos X es útil para establecer patrones de dispersión elemental que pueden indicar la presencia de zonas de alto valor. Su uso permite identificar zonas con concentraciones minerales en tiempo real mediante una detección rápida de elementos que son comúnmente utilizados como indicadores geoquímicos, presentados en mapas.

RESULTADOS II

Correlación alta para muchos elementos: los resultados evidencian correlaciones buenas entre XRF y los análisis de laboratorio para elementos como (Fe, Zn, Pb, Cu, Ni, Cr, Mo), esto cuando hay buena preparación de muestra (medidas sobre polvo homogéneo) y calibraciones/estándares apropiados.

Ventajas:

- Rapidez.
- Portabilidad del instrumento.
- Reducción de la necesidad de preparación de muestras cuando la lectura se hace en campo.

Factores importantes a considerar durante la medición:

- La humedad de la muestra, su granulometría, heterogeneidad y los efectos de matriz y corrimiento.
- Requiere calibraciones y controles de calidad adecuados con estándares certificados para asegurar la calidad de los datos.
- Sensibilidad variable: Menor precisión para elementos ligeros como Na, Mg, o Al, o en concentraciones bajas (limites de detección).

DISCUSIONES Y CONCLUSIÓN

La generación de mapas geoquímicos a partir de datos obtenidos con el analizador portátil de fluorescencia de rayos X, constituye una herramienta de alto valor operativo y científico en las distintas etapas de la exploración minera. Representan una herramienta estratégica que mejora de manera sustancial la eficiencia y la calidad de las interpretaciones en exploración minera.

Los resultados nos indican que el analizar portátil, aporta información útil para identificar, reconocer y delimitar tendencias mineralizadas asociadas a estructuras, y a definir patrones de zonación hidrotermal. Asimismo, la integración de estos datos en plataformas SIG y su tratamiento mediante herramientas geoestadísticas proporcionan una base cualitativa y cuantitativa sólida para la jerarquización áreas de interés, la optimización y planificación temprana de actividades de muestreo.

Aunque los resultados principalmente relacionados a las concentraciones deben ser validados en laboratorio mediante técnicas como ICP-MS o AAS para fines analíticos rigurosos, su utilidad radica en la capacidad de capturar gradientes, contrastes y distribuciones relativas, los cuales resultan altamente informativos para la toma de decisiones en campo y para la evaluación preliminar de sistemas mineralizados.

REFERENCIA

- Beckhoff, B., et al. (2006). *Handbook of Practical X-Ray Fluorescence Analysis*. Springer.
- Carranza, E. J. M., y Laborte, A. G. (2015). Data-driven predictive modeling of gold prospectivity in a greenstone belt. Ore Geology Reviews, 71, 777–795.
- Joubert, A., y Beukes, N. J. (2018). Application of portable XRF in mapping and assessing mineral resources. South African Journal of Geology, 121(3), 421–430.
- Norrish, K., y Chappell, B. W. (1977). X-ray fluorescence spectrometry. En G. Zussman (Ed.), Physical Methods in Determinative Mineralogy (2ª ed., pp. 201–272). Academic Press.
- Potts, P. J., & West, M. (2008). Portable X-ray Fluorescence Spectrometry: Capabilities for In Situ Analysis. Royal Society of Chemistry.
- Rowe, H. D., Hughes, N., & Robinson, K. (2012). The quantification and application of handheld X-ray fluorescence (pXRF) in mudrock chemostratigraphy and geochemistry. Chemical Geology, 324–325, 122–131.
- Shand, C. A., y Brodie, C. J. (2011). Portable X-ray fluorescence analysis of soils and sediments. Journal of Environmental Monitoring, 13(6), 1376–1383.
- Thermo Fisher Scientific. (2020). Niton XL5 Plus Handheld XRF Analyzer User Guide.
- US EPA. (2007). Method 6200: Field Portable X-Ray Fluorescence Spectrometry for the Determination of Elemental Concentrations in Soil and Sediment. United States Environmental Protection Agency.

SERVICIO GEOLOGICO MEXICANO

Blvd. Felipe Ángeles Km 93.5 – 4
Pachuca de Soto, Hgo.
C.P 42083
https://www.Gob.mx/sgm

PROCESO SECUENCIAL EDTA-2Na/TIOSULFATO PARA LA RECUPERACIÓN DE Ag. SOLUCIÓN PARA PIROLUSITA REFRACTARIA.

López Frías Karen Dioney, Alvarado Montalvo Lucía G.,
Martínez Reyes Juan J., Hernández Salazar Ma. Mercedes, Caudillo González Martín.
Universidad de Guanajuato, División de Ingenierías, Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología.

RESUMEN

El presente estudio aborda el desafío de la baja eficiencia en la recuperación de plata a partir de minerales de pirolusita refractaria mediante un esquema de lixiviación secuencial el cual consta de dos etapas: primero, la disolución de la matriz de pirolusita y la formación del complejo EDTA-Mn(II/III), el cual actúa posteriormente como catalizador in situ en la segunda etapa, la extracción de plata.

INTRODUCCIÓN

La lixiviación de plata con tiosulfato es una alternativa prometedora por su baja toxicidad y buena selectividad; En minerales de pirolusita (MnO_2) con inclusiones de plata, este óxido actúa como un fuerte agente oxidante que reacciona con el tiosulfato de amonio $(NH_4)_2S_2O_3$ y los catalizadores metálicos estándar, elevando el consumo de reactivos y reduciendo la eficiencia de recuperación. Tanto la plata como el manganeso son metales de alto valor económico, por lo que su aprovechamiento conjunto representa una oportunidad estratégica.

METODOLOGÍA

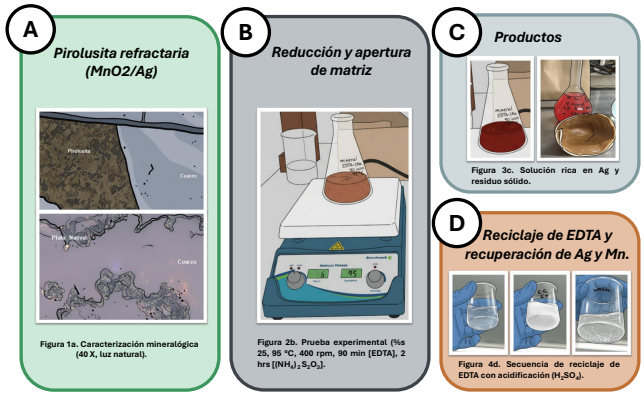


Figura 1. Proceso secuencial EDTA-2Na/Tiosulfato para recuperación de Ag.

RESULTADOS

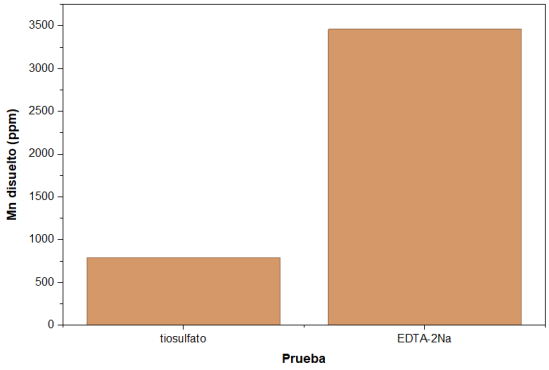


Figura 2. Concentración de manganeso disuelto [disponible en EDTA-Mn(II/III)].

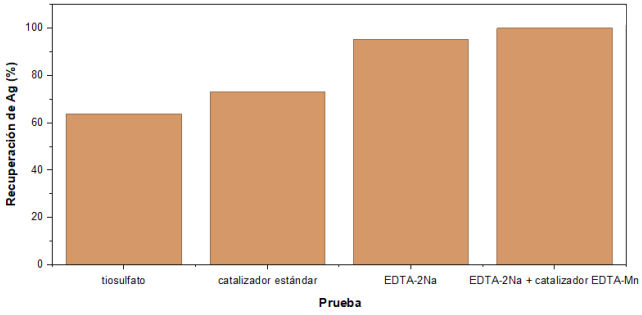


Figura 3. Recuperación creciente de Ag.

DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

- El proceso secuencial demostró que el EDTA **resolvió la incompatibilidad química** de la pirolusita con el catalizador estándar Cu^{2+}/NH_3.
- La acción selectiva del EDTA como pre-tratamiento químico fue suficiente para desbloquear la plata encapsulada y garantizar su **extracción casi total**.
- La generación del complejo EDTA-Mn(II/III) **cataliza la lixiviación de Ag** en la segunda etapa.
- El proceso es de **baja toxicidad** y el alto valor de Ag recuperada justifica el costo del EDTA. Además, el circuito cerrado del reactivo permite el **reciclaje eficiente**.

REFERENCIAS

- Zhang, C., Wang, S., Cao, Z. F., & Zhong, H. (2018). A novel process for the separation and recovery of value-added metals from manganese–silver ores by EDTA/EDTA-2Na and thiosulfate. Hydrometallurgy. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2018.05.007
- Puente-Siller, D. M., Fuentes-Aceituno, J. C., & Nava-Alonso, F. (2014). Study of thiosulfate leaching of silver sulfide in the presence of EDTA and sodium citrate. Effect of NaOH and NH4OH. Hydrometallurgy. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2014.06.004

Metso

Planet Positive

Impacto de la Modernización con Center Launder de Metso en Plantas Concentradoras.

Marcel Mendivil(1), Guillermo Bermudez(2), Christian Cardoso(3), y Aino Saikkonen(4)
[1]Metso México, [2]Metso USA, [3]Metso Canada, Metso Finlandia(4)

La adecuada evacuación de espuma es fundamental para maximizar el desempeño de un circuito de flotación, impactando la recuperación de minerales como la rentabilidad.
Los Launders centrales de Metso mejoran el desempeño metalúrgico de los circuitos de flotación existentes. Los datos de campo de varios sitios muestran mejoras significativas en la recuperación del metal valioso tras la implementación de launders centrales, con beneficios observados en diversas intensidades de modernización.
El estudio ofrece un análisis exhaustivo de las ventajas metalúrgicas, operativas y económicas de las instalaciones de launders centrales, destacando su papel en la mejora de la eficiencia de la flotación

INTRODUCCIÓN

El tamaño de las celdas de flotación se ha incrementado diez veces en las últimas cuatro décadas, lo que ha aumentado los desafíos en la gestión de la espuma (Cole et al., 2012; Mesa y Brito-Parada, 2019). El papel de la zona de espuma es crucial; en esta región, las partículas minerales objetivo se recogen desde la celda para formar el concentrado final del producto (Rahman, Ata y Jameson, 2013).

La Figura 2 muestra la tendencia de cambio en los últimos años y los complementos en la zona de espuma para mejorar la estabilidad y velocidad de estas; hablamos de celdas de gran tamaño que han sido complementadas con **crowders** que reduciendo la distancia de transporte de la espuma mejoran la remoción de esta dirigiéndola hacia los **Launders** de colección. (Brito-Parada y Cilliers, 2012; Cole et al., 2012).

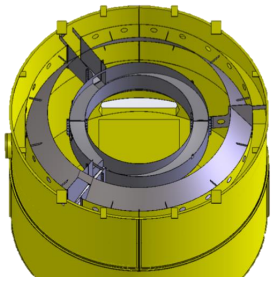


Fig. 1 - Arreglo general de Celda Tanque + Center Launder

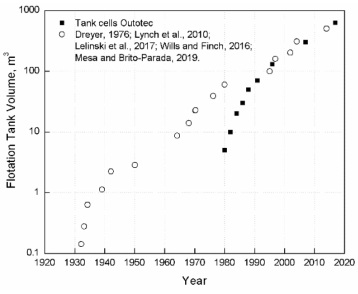


Fig. 2 - Evolución del tamaño de Celdas 1976-2019

BENEFICIOS

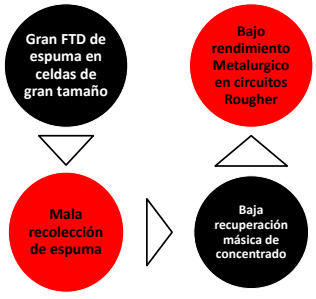
- **Reduce la distancia de transporte de la espuma.**
- **Aumenta el porcentaje de concentración.**
- **Mejora la estabilidad de la espuma al disminuir el área superficial disponible.**

Center Launder

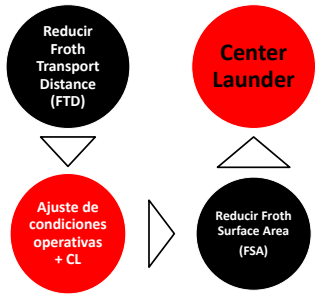
Este diseño divide el área de espuma en dos zonas:
Zona interna: La espuma es dirigida hacia la canaleta central por el cono de espuma.
Zona externa: La espuma es empujada por las paredes del tanque hacia la misma canaleta.

En comparación con los canales periféricos, el Center Launder ofrece ventajas operativas significativas al optimizar el flujo y la recuperación de la espuma.

DESAFIOS



SOLUCIONES



METODOLOGÍA

Más de 150 Instalaciones en todo el mundo.

- La instalación de CL se puede realizar en proyectos nuevos como Operativos.
- Soluciones personalizadas para condiciones especificas.

Instalación Standard

- Realizada durante para de planta para minimizar tiempo de inactividad.
- Por lo general, se instala en las ultimas celdas del circuito Rougher para maximizar recuperación de particulas gruesas

CASOS DE ESTUDIO

Resultados consistentes

- Reducción en FSA y FTD
- Mejora en la recuperación Metalurgica de Cu y Mo.

Evaluación de la recuperación Metalúrgica.

- Realizado en Constancia, Kennecott y Bagdad con resultados altamente consistentes. Recuperaciones de Cu y Mo de 0.93% y 3.15% respectivamante.
- Evaluación de performance mediante ensayos químicos. Las muestras fueron tomadas por dispositivos automaticos (representatividad de muestra).
- Mediciones en linea paralelas que permiten comparar la recuperación metalúrgica entre la linea base y la Linea Upgrade.
- Condiciones de funcionamiento similares.

Tabla. 1 - Resumen de Resultados, implementación de CL

	Constancia	Kennecott	Bagdad	Red Chris	New Afton
Tonelaje, ktpd	90	150	90	90	15
Mineral	Cu-Mo	Cu-Mo	Cu-Mo	Cu-Au	Cu-Au
Cantidad	3/7 TC300	3/7 TC300	3/6 TC300	6/6 TC200	2/6 TC100
Reducción de FSA	-42%	-38%	-38%	-48%	-68%
Reducción de FTD	-69%	-71%	-72%	-63%	-83%

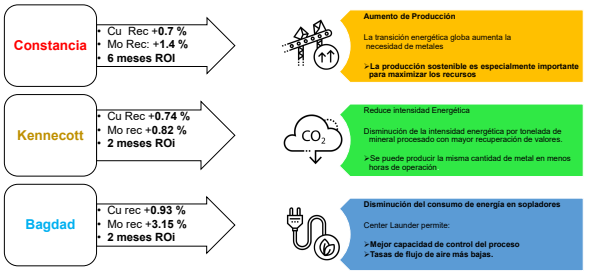
Flujo de aire(promedio) disminuye:

- Kennecott • 26%
- Red Chris • 25%
- New Afton • 22%

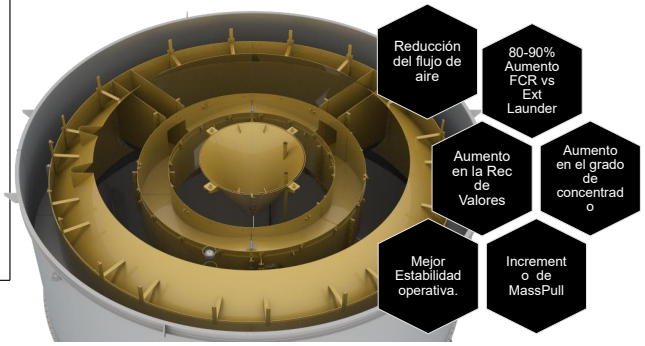
Mejoras significativas en la recuperación de Cu en los casos de estudio.

- Constancia • 0,70%
- Kennecott • 0,74%
- Bagdad • 0,93%

Evaluación de la Rentabilidad y Sustentabilidad.



CONCLUSION



REFERENCES

[1] RAHMAN, R. M., ATA, S. and JAMESON, G.J., 2013. Froth Recovery Measurements in an Industrial Flotation Cell. Minerals Engineering, 53 p. 193-202.
[2] Jason Heat. "Frothing at the Lip - Stability in your flotation cell: Output SEAP, August 2013
[3] Brito-Parada, P.R., Cilliers, J.J. (2012) Experimental and numerical studies of launder configurations in a two-phase flotation system. Minerals Engineering, 36. 119-125
[4] Mario Corona-Arroyo, Guillermo Bermudez, Afshin Jalili, Raghav Dube. Recent advances in flotation cell froth management.
[5] Bermudez, G.; Amelunsen, P.; Medina, M.; Taylor, M.; Dube, R. Copper and molybdenum recovery increased by upgrading flotation cells with center launders at Hudbay Constancia.

Técnicas de Cierre Progresivo en Depósitos de Jal Filtrado

Autores. - Hilda Pérez Andrade, Pedro Víctor Hugo Porcayo Beiza, Elias Terrazas
Entidad de adscripción. - First Majestic Silver Corp (FMSC)

Resumen

El presente trabajo describe los resultados de 2 casos de estudio y diferentes técnicas utilizadas para el cierre progresivo en dos depósitos de jales filtrados propiedad de la empresa minera First Majestic Silver Corp en México. El primer caso de estudio presentado es el depósito de jales filtrados (FTSF) "Cupias" ubicado en unidad minera San Dimas localizado en Tayoltita Durango, en la instalación se ha desarrollado el cierre progresivo de su talud principal poniente de manera ascendente por medio de la cobertura de una sola capa conformada por la mezcla de suelo vegetal y material de préstamo del propio vaso, seguido por una campaña de reforestación con vegetación nativa del sitio. En el segundo caso de estudio se presenta el depósito de jales filtrados # 1 (FTSF 1) ubicado en la unidad minera Santa Elena, en Banamichi Sonora, en el depósito se ha desarrollado el cierre progresivo en los taludes del sector NW y N de las terrazas de jal, por medio de una capa de tierra vegetal, seguido de la ejecución de hidrosiembra proyectada sobre los taludes conformada por materia orgánica y semillas de vegetación nativa del lugar. El objetivo del presente trabajo técnico es mostrar ventajas y desventajas de las técnicas de cierre progresivo a la industria minera en México para su referencia en la adopción de estas o similares de acuerdo con las condiciones particulares de cada sitio tales como: altura de taludes, clima, disponibilidad de agua y tierra vegetal, humedad, costo de acomodo, entre otros. La evaluación y monitoreo de la evolución de las ambas técnicas representa una herramienta útil para la programación de recursos económicos y selección de materiales para los cierres progresivos como una estrategia viable para seguimiento de recomendaciones de consultorías externas, así como para requerimientos de estándares locales e internacionales.

Introducción

Los trabajos de cierre progresivo en los depósitos de jales filtrados de First Majestic son parte de la estrategia de la ejecución de las mejoras prácticas para el manejo de residuos mineros. La compañía minera administra actualmente 10 instalaciones de almacenamiento de jales filtrados (FTSF), de las cuales solo 3 están activas, y una, en proceso de cierre progresivo. A continuación, se describen los cierres progresivos desarrollados en los depósitos de jales filtrados en San Dimas y Santa elena:

FTSF "Cupias" Unidad San Dimas

El depósito de jales filtrados "Cupias" originalmente fue operado vía convencional con jales en pulpa con el método aguas arriba. En 2007, la planta de jales filtrados por medio de bandas fue puesta en operación y la instalación fue convertida a jales filtrados. Los jales generados en la planta de bandas filtros son transportados desde entonces ya sea por camiones desde el stock principal o bien por medio de la banda transportadora para ser depositados, esparcidos y compactados en el patio principal inferior donde se tiene el talud W principal, el cual es cerrado progresivamente una vez que se ha conformado cada terraza local para ser recubierta por una capa de material con mezcla de tierra vegetal y material de préstamo, finalmente se realiza la campaña de reforestación con vegetación nativa del área. **(Figura 1,2)**

Figura 1. Vista talud poniente FTSF "Cupias" con cierre progresivo

Figura 2. Cierre progresivo en terrazas de jal compactado

La altura y ancho de berma de cada terraza es de tres metros con pendiente local 1,5:1 H-V; la pendiente global del talud es de 2,5:1 H-V; su altura máxima de diseño actual es 700 msnm y su elevación promedio 667 msnm. Actualmente se encuentra en evaluación su expansión hasta la cota 730 msnm considerando la continuidad del mismo talud y cierre progresivo como medida de mitigación de erosión por lluvia y viento, además de promover su reclamación.

FTSF 1 Unidad Santa Elena

El depósito de jales filtrados # 1 de unidad Santa Elena ha sido operado con jales filtrados desde su origen en 2016 por medio de la planta de bandas filtro de vacío horizontal y a partir de diciembre 2022 entró en operación una nueva planta de filtros vertical, trabajando así de manera intercalada como respaldo para la producción de jales filtrados y permitiendo la programación de mantenimiento de ambas plantas. El sistema de acomodo de jal en la FTSF 1 de Santa Elena consiste, en primer lugar, en el apilamiento de jal filtrado, en los patios asignados, para control de humedad; posteriormente, es transportado con camiones articulados hacia los depósitos donde los jales son acomodados en montones con separación determinada para obtener espesores de 30 a 40 cm, para lo cual son esparcidos con bulldozer, moto conformadora y tractor agrícola con discos mariposa y con ello se obtiene la humedad óptima para finalmente ser compactados con rodillo liso de 15 ton o bien con pata de cabra según convenga bajo el % establecido respecto a la prueba Proctor estándar, formando así un depósito de jales no saturados. Este tipo de almacenamiento de jales produce un depósito estable que no requiere manejo de agua, salvo los desvíos de agua de lluvia y conducción de agua de contacto hacia las pilas de recuperación. En el depósito se ha desarrollado el cierre progresivo en los taludes del sector NW y N de las terrazas de jal, por medio de una capa de tierra vegetal, seguido de la ejecución de hidrosiembra proyectada sobre los taludes conformada por materia orgánica y semillas de vegetación nativa del lugar.

El diseño a capacidad máxima del depósito de jales filtrados tiene anchos y alturas de berma de 6 metros con una pendiente de taludes 2:1 H-V; la pendiente global del depósito es 3:1 H-V. La altura máxima de diseño para el FTSF 1 es 864 msnm. El sector Norte del depósito inicio su cierre progresivo desde 2020 con la ejecución de hidrosiembra, dado que esta zona no será afectada por su potencial ampliación hacia el sur se tiene planeada la continuidad del cierre progresivo en la misma zona con los subsecuentes taludes. **(Figura 3,4)**

Figura 3. Vista zona norte FTSF 1 con cierre progresivo

Figura 4. Cierre progresivo con hidrosiembra en terrazas de jal compactado

Metodología I

Cobertura de cierre progresivo en el depósito de jales filtrados "Cupias"

De manera progresiva se ha ejecutado una cobertura de cierre sobre las terrazas locales del talud principal aguas abajo del jal compactado con material de corte de un banco de material en la parte sur del propio vaso, dicho material es constituido por una mezcla de tierra vegetal y material inerte que aporta estructura para su resistencia a la erosión eólica y pluvial. La capa es conformada apilando la mezcla de material con camiones para luego desvanecerlos hasta lograr una capa de 30 cm de espesor en promedio, lo anterior ocurre con cada terraza de jal compactada y conformada geométricamente de forma ascendente. El cierre progresivo inicio desde la construcción del bordo iniciador en 2010 y de manera progresiva hasta la fecha actual en 2023. **(Figura 5)**

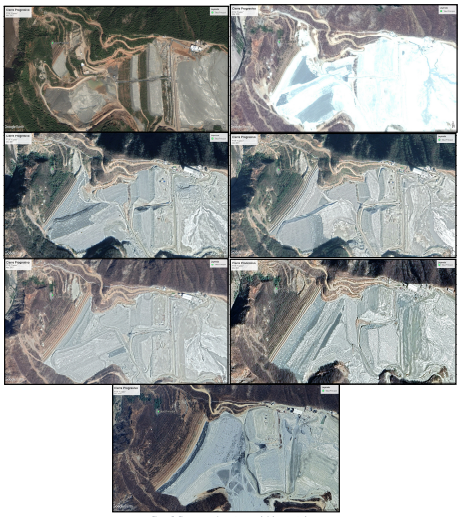


Figura 5. Cierre progresivo en terrazas de jal compactado

Una vez que se ha conformado la capa de cobertura se realizan los trabajos de reforestación con vegetación nativa del lugar, semillas son recolectadas y cultivadas en el vivero de la unidad minera, para luego utilizarse en las campañas de reforestación para el cierre progresivo en los taludes del depósito de jal, inhibiendo con ello el ingreso de aire y oxigeno que puedan promover la generación de acidez, además de confinar los taludes y bermas aportando resistencia a la erosión eólica y por lluvia así como al deslizamiento. **(Figura 6-7)**

Figura 6.-7. Reforestación en FTSF Cupias

Metodología II

Cobertura de cierre progresivo en FTSF # 1

La hidrosiembra es una técnica que consiste en la proyección vía cañón o manguera de una mezcla viscosa conformada por agua, semillas, fertilizantes orgánicos e inorgánicos, fibras vegetales y aderentes naturales para evitar el desprendimiento de dicha mezcla sobre las superficies hidrosembradas. En el caso del depósito de jales filtrados # 1 de Santa Elena fue desarrollado un análisis previo por parte del especialista en hidrosiembra para el conocimiento del jal, tierra vegetal disponible y vegetación nativa potencial para el diseño del material a proyectar sobre los taludes.

Una vez analizados los parámetros base por parte del proveedor de servicios se iniciaron los trabajos de hidrosiembra del 27 de octubre al 13 de noviembre de 2020, en específico áreas de taludes norte del FTSF 1, actividades relacionadas a la reforestación y aplicación de hidrosiembra sobre taludes de jales que fueron previamente estabilizados y recubiertos con una capa variable de suelo orgánico (15-30 cm). Las superficies de trabajo "talud" estaba conformados por dos niveles, que presentan las siguientes características: tasas de inclinación cercanos a 45°, granulometría en su mayoría conformada por gravas desde finas a gruesas, conformación de agregados finos, afloramiento de salinidad, pH "ligeramente acidas", textura "Franco-arcilloso", mínima capacidad de intercambio catiónico, horizontes edáficos mixtos derivado de la mezcla del residuo de jales y "top soil", temperatura de 27-30°C, bajos niveles de humedad, coloración café "ligero", características de suelos pobres de materia orgánica y nutrimentos, aunque suficientes para dar sustento al matorral xerofilo "*Herbácea* y *Agavaceae*", ahí presentes, cobertura vegetal por manchones de aproximadamente del 15-20% (salvo área con reforestación previa).

La actividad de hidrosiembra se resume en los siguientes pasos:

1. Análisis previo de jal, tierra vegetal y tipo de vegetación nativa del área de proyecto **(Figura 8-9).**

Figura 8-9. Condiciones iniciales de terrazas cubiertas con tierra vegetal previo a hidrosiembra

2. Recolección de semillas previo a la actividad e hidrosiembra.
3. Bioestimulación previo a la proyección de material orgánico de hidrosiembra **(Figuras 10-11)**

Figura 10-11. Bioestimulación en taludes previo a inicio de reforestación

4. Reforestación de taludes **(Figuras 12-13).**

Figura 12-13. Reforestación de taludes

5. Mezcla de estabilizantes para modificar características del suelo como tasa de salinidad, conductividad eléctrica, pH, entre otros.
6. Aplicación de sellante mediante Mulch, goma aguar, adhesivo y microsoil derivado de roca fosfórica, lixiviado húmico, fitohormonas, agentes enraizantes y mezcla de semillas.
7. Proyección de material orgánico y semillas por medio de hidrosiembra **(Figuras 14-15).**

Figura 14-15. Vista proyección de hidrosiembra en taludes FTSF 1

8. Riego de agua en taludes 2 veces por semana previo a temporal de lluvias.
9. Primer monitoreo en mayo 2021 **(Figura 16).**

Figura 16. Vista monitoreo mayo 2021

10. Segundo monitoreo en mayo 2023 **(Figura 17)**

Figura 17. Vista monitoreo mayo 2023

11. Evaluación de desempeño de hidrosiembra 2023 **(Figura 18)**

Figura 18. Vista vegetación actual mayo 2023

Resultados

Los resultados de ambas técnicas de cobertura para el cierre progresivo de los 2 casos de estudio se pueden resumir en los siguientes puntos:

FTSF "Cupias" Unidad San Dimas

- La mezcla de tierra vegetal y material de préstamo utilizada como cobertura en las terrazas de jal compactado ha permitido un cierre progresivo que visualmente se aprecia en buen estado y con una evolución de biodiversidad que será evaluada por dasometría en una etapa subsecuente. Adicionalmente se analizara en laboratorio la curva característica del jal y la mezcla de material de préstamo con capa vegetal para evaluar su comportamiento respecto a la humedad y succión que influyen en el ingreso de aire y oxigeno.
- Actualmente el área estimada del cierre progresivo del talud W es de 5 hectáreas (50,000 m2).

FTSF 1 Unidad Santa Elena

- El área cubierta inicialmente en 2020 con la hidrosiembra fue de 10,000 m2, en una reciente estimación de área de cobertura por medio de fotogrametría en junio 2023 se calculó en 10,635 m2 con lo cual se tiene un incremento del 6% respecto al área cubierta al inicio.
- De acuerdo con el segundo monitoreo realizado por el proveedor ejecutor de la hidrosiembra en el área de cierre progresivo se obtuvo evidencia de la correcta adaptación y desarrollo de las especies seleccionadas para la reforestación, un crecimiento vegetativo, desarrollo foliar y radicular, las cuales fueron comparadas en sitio a través de variables dasométricas.
- El análisis de las variables dasométricas (altura, diámetro, dosel y número de individuos por área) fue realizado por el proveedor comparando las condiciones iniciales de las plántulas seleccionadas para la reforestación contra las condiciones actuales. **(Tabla 1)**

PLANTA	VARIABLE	CONDICIONES INICIALES (2020)	CONDICIONES ACTUALES (2023)
MEZQUITE	ALTURA (cm)	30 cm	80 a 140 cm
	DIAMETRO (cm)	2.2 cm	4.7 cm
	DOSEL (%)	NM	20 %
	# INDIVIDUOS POR ÁREA	9 – 9 plántulas	
PALO BLANCO	ALTURA (cm)	45 a 65 cm	120 cm
	DIAMETRO (cm)	3.1 cm	3.8 cm
	DOSEL (%)	NM	NM
	# INDIVIDUOS POR ÁREA	1 plántulas	
AGAVE	ALTURA (cm)	15 a 20 cm	80 a 90 cm
	DIAMETRO (cm)	8.0 cm	16 cm
	DOSEL (%)	NM	4 %
	# INDIVIDUOS POR ÁREA	9 – 7 plántulas	

Tabla 1. Análisis de las variables dasométricas de la hidrosiembra ejecutada en FTSF 1

Conclusiones

1. Tanto con el uso de la cobertura estándar como con la hidrosiembra se han obtenido resultados favorables, de acuerdo con los objetivos de restauración establecidos.
2. La cobertura estándar con tepetate y tierra vegetal puede presentar variantes de acuerdo con el monitoreo de su performance y a la disponibilidad de materiales y/o estrategia del uso de tepetate para reducción como pasivo ambiental.
3. La cobertura ejecutada de manera progresiva en los taludes locales del FTSF "Cupias" ha mostrado resultados favorables respecto al avance de su cobertura inicial de biodiversidad. La anterior podrá medirse en una etapa posterior por medio de dasometría.
4. La técnica de hidrosiembra es adecuada para ejecución de cierres progresivos para taludes que presentan mayor verticalidad geométrica, dada la proyección del material vegetal por medios mecánicos ayudando a su sostenimiento. Además, presenta una buena opción en locaciones donde la tierra vegetal es escasa.
5. La evaluación de la hidrosiembra ejecutada en talud norte de FTSF 1 Santa Elena ha mostrado resultados favorables respecto a su biodiversidad y área de cobertura, en base a las mediciones de dasometría.
6. La tasa de sobrevivencia observada y cuantificada de las especies reforestadas en el área de cierre progresivo del FTSF 1 en Santa Elena es óptima y supera el 60-65% que la Comisión Nacional Forestal (CONAFOR) solicita como estándar de reforestación.
7. La ejecución de técnicas para cierres progresivos en los depósitos de jales filtrados del grupo minero ha permitido diferir las inversiones, con ello una ventaja estratégica para su planeación.
8. La cobertura estándar es conformada por una capa de tepetate estéril, normalmente de 30 a 50 cm, una capa de tierra vegetal que puede variar desde 15 a 30 cm y una campaña de reforestación como cobertura final. Comparado con la hidrosiembra se requiere un mayor esfuerzo para la conformación de capas y disponibilidad de materiales.
9. El futuro del uso de hidrosiembra en taludes es prometedor donde la riqueza florística incremente anualmente y de forma permanente, cambiando paulatinamente las características físicas, químicas y biológicas del estrato edáfico así mismo promoverá procesos de atenuación natural (remediación de suelos)

Como estudios siguientes recomendados se propone el análisis geoquímico de las capas de cobertura para evaluar su desempeño respecto a jales con potencial generación de acidez.

Agradecimientos

A la dirección de First Majestic Silver Corp, al departamento de medio ambiente del corporativo, unidades mineras de Santa Elena y San Dimas, por permitir compartir la experiencia acerca de las técnicas usadas para el cierre progresivo de los depósitos de jales filtrados y sirva de referencia a la industria minera en México.

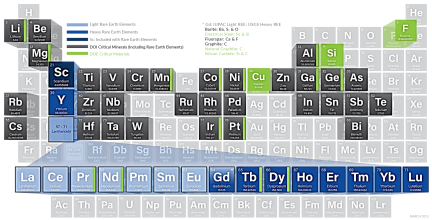
Referencias

- *Alarcón A., R. Ferrera-Cerrato (2013). Biorremediación de suelo y agua. Trillas.*
- *CONAFOR (2011). Manual y procedimiento para el muestreo de campo*
- *De Oña J., A. Ferrer., F. Osorio (2011). Erosion and vegetation cover in road slopes hydroseeded with sewage sludge. Transportation Research.*
- *ECOMEX (Fernizа, 2023) Hidrosiembra Sta. Elena (2020-2021-2023)*
- *ECOMEX (Fernizа, 2023) 2° Monitoreo de Santa Elena (First Majestic)*
- *ECOMEX (Fernizа, 2022) Actividades de Reforestación-Hidrosiembra Sta. Elena (First Majestic).*
- *Leavitt, K.J., Fernández, G.C.J., Nowak, R.S., (2000). Plant establishment on angle of repose mine waste dumps. J. Range Manage.*
- *Martínez-Ruiz, C. Fernández-Santos B., Putwain P., Fernández-Gómez M.J. (2007). Natural and man-induced revegetation on mining waste: changes in the floristic composition during early succession.*
- *Mostaceo B. y T. S. Fredericksen (2000). Manual de métodos básicos de muestreo y análisis en ecología vegetal. Proyecto de Manejo Forestal Sostenible.*
- *Pinaya, I., Soto, B., Arias, M., Días-Fierros, F., 2000. Revegetation of burnt areas: relative effectiveness of native and commercial seed mixtures. Land Degrad.*
- *Vourlitis, G., I. Grigianavicius, N. Gordon, K. Bloomer, T. Grant and C. Hertz. (2017). Hydroseeding increases ecosystem nitrogen retention but inhibitsnatural vegetation regeneration after two years of chaparral post-fire recovery.*

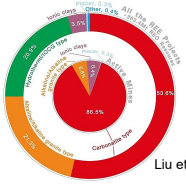
Exploración de Mineralización de Elementos de Tierras Raras (ETR) en Pegmatitas mediante Prospección Radiométrica y Magnética Aérea y Técnicas de Geología de Campo en el Centro-Oeste de Oaxaca, México.

Perla Rodriguez Contreras [1] (prodriguez66@miners.utep.edu), James B. Chapman [2], Antonio Arribas[3], Luis Angel Jiménez Lopez[4] , Lorenzo Martínez Gomez[5†], [1-3]The University of Texas at El Paso, Department of Earth, Environmental and Resource Sciences [4]CIIEMAD- IPN, [5]Instituto de Ciencias Fisícas UNAM.

Motivación

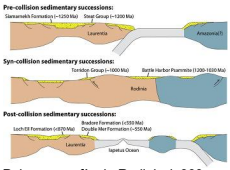


Los elementos de tierras raras (REE) son minerales críticos esenciales para tecnologías clave en seguridad, energía, medicina y productos de consumo

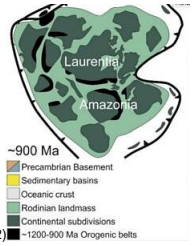


Liu et al. (2023)

Las carbonatitas son fuentes principales de LREE (La-Ga), mientras que las rocas alcalinas sobresaturadas concentran HREE e itrio, formadas a partir de magmas ricos en sodio y potasio.

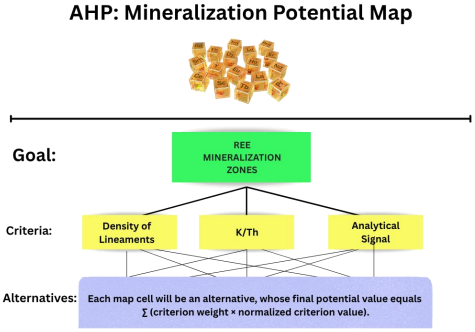


Paleogeografía de Rodinia (~900 Ma) que muestra los principales eventos orogénicos previos.

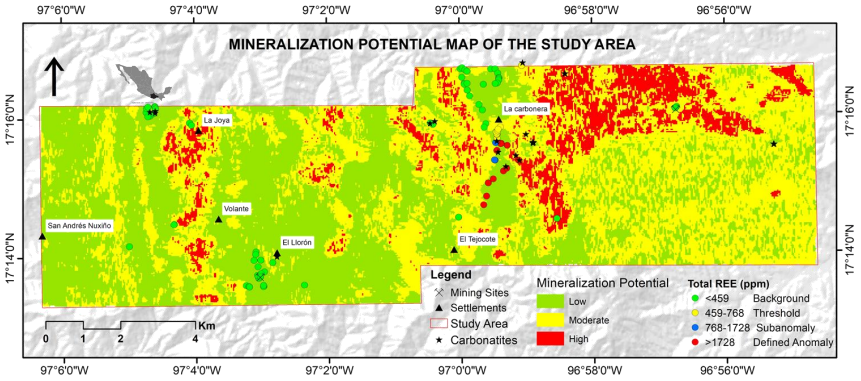


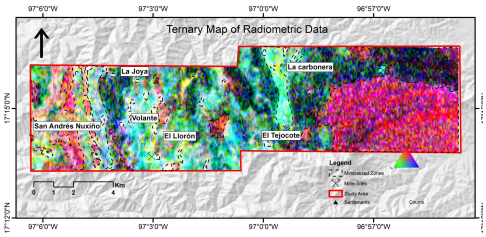
Cross, Sarah. (2022)

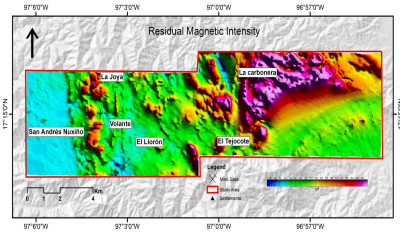
Metodología

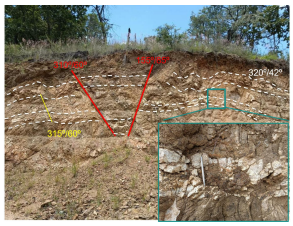


Resultados

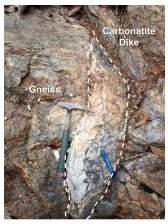




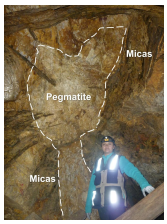




Afloramiento de diques con alta respuesta en el contador Geiger portátil. Presenta intensa alteración argílica y oxidación.

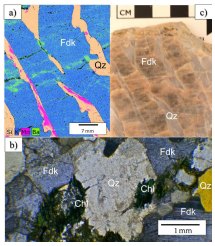


Carbonatita en contacto con gneis en la zona de alta mineralización del río Negro.

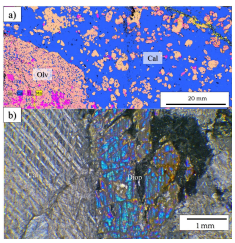


Mina El Muerto con paredes de micas (>1 m) y cuerpo irregular de pegmatita.

Afloramiento de pegmatita con inclusiones de allanita y micas.



Muestra de pegmatita. a) Mapeo por XRF. b) Microfotografía de sección delgada. c) Muestra de mano.



Muestra de carbonatita. a) Mapeo por XRF. b) Microfotografía de sección delgada. c) Muestra de mano..

Conclusiones

El terreno Mesoproterozoico de Oaxaquia, relacionado con la orogenia grenvilliana, contiene rocas AMCG (anortosita–mangerita–charnockita–granito) y diques de carbonatita y pegmatita asociados a zonas magnéticas (>400 nT/m) interpretadas como centros intrusivos (~400 m de profundidad)

El análisis estructural y el modelo AHP indican que cerca del 10 % del área presenta alto potencial para depósitos de tierras raras y otros minerales.

Agradecimientos

A SECIHTI (Beca para Estudios en el Extranjero) y al Programa CONTex (colaboración entre el Sistema UT y SECIHTI).

Aplicación del Colector AEROPHINE ® 3420 en la Flotación de Piritas para la Optimización de la Recuperación de Au y Ag en Minera Fresnillo, Zacatecas.

Sadam Torres (Fresnillo PLC), Daniel Saucedo (Fresnillo PLC), Eduardo Bañuelos (Fresnillo PLC), Jorge Campos (Fresnillo PLC), Clara de Santiago (CIDT - Peñoles), Alfredo Santana (Syensqo), Héctor Torres (Syensqo), Antonio de la Rosa (Syensqo), René Castillo (Syensqo).

INTRODUCCIÓN.

La flotación de piritas de jales es una etapa crítica para la recuperación de metales preciosos asociados a piritas en Minera Fresnillo, debido a la baja selectividad de los colectores actualmente utilizados. Tradicionalmente, se ha estado utilizando el colector xantato o colectores menos selectivos; sin embargo, con la búsqueda de alternativas más eficientes y nuevas tecnologías se llegó a la evaluación del colector Aerophine que tiene mayor selectividad de metales preciosos. Este estudio surge ante la necesidad de dar valor agregado a la alta generación de jales y al costo del Au y Ag presentes en el mercado, buscando mejorar la selectividad y eficiencia metalúrgica de la flotación de piritas auríferas y argentíferas del distrito minera de Fresnillo, en línea con las tendencias de innovación tecnológica en el sector minero-metalúrgico mexicano (AIMMGM, 2025). El diseño de la planta se adecuo para beneficio de jales antiguos, que por ineficiencias de la época y leyes de cabeza altas, bajo las condiciones actuales aún conservan un valor económico; el concentrado que se produce es de pirita con asociaciones de oro y plata como se observa en la figura 1.

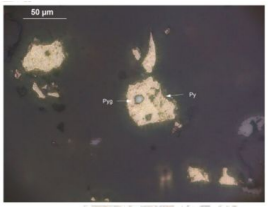
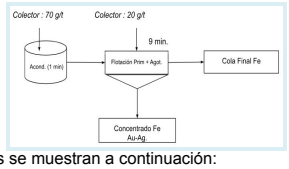


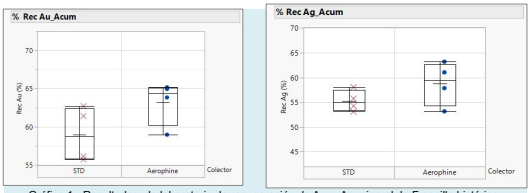
Figura 1.- Micrografía de partículas de pirita (Py-FeS2) con asociación de pirargirita (Pyg-Ag3SbS3).

METODOLOGÍA Y EXPERIMENTACIÓN Y RESULTADOS DE LABORATORIO

Se realizaron pruebas de flotación en laboratorio bajo condiciones controladas, utilizando muestras representativas de pulpa fresca y compósitos de la planta de piritas de Minera Fresnillo con diversas químicas comerciales, El esquema experimental se desarrolló durante todo el 2024 y principios de este año , donde se incluyó las condiciones mostradas en el siguiente esquema:



El resumen de los resultados se muestran a continuación:



Gráfica 1.- Resultados de laboratorio de recuperación de Au y Ag mineral de Fresnillo histórico

EVALUACIÓN INDUSTRIAL

Con base a los resultados en laboratorio, se realizó una prueba en planta con el Aerophine-3420 sustituyendo al colector estándar.

La evaluación se realizó del 4 de septiembre al 3 de octubre del 2025.

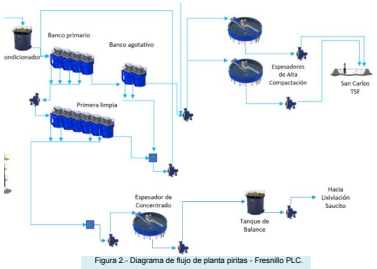
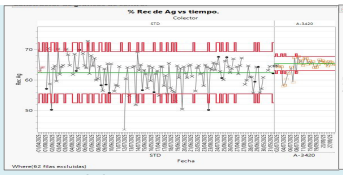


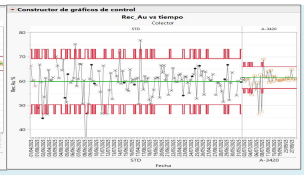
Figura 2.- Diagrama de flujo de planta piritas - Fresnillo PLC.

RESULTADOS.

Los resultados de las prueba industrial, se plasman a continuación

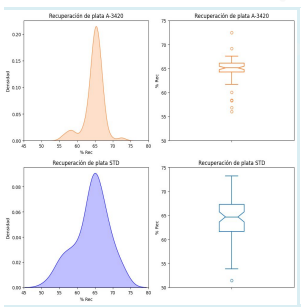


Gráfica 3.- Recuperación de Ag por turno.

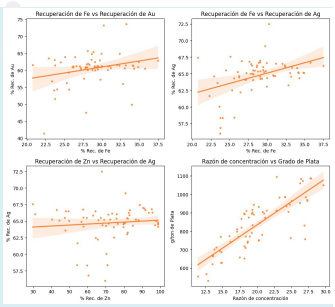


Gráfica 4.- Recuperación de Au por turno.

Con base a los turnos comparados entre la condición estándar y el Aerophine-3420 se obtiene una diferencia positiva en recuperación de Ag en 3.00% y 1.60% en Au como se muestra en las gráficas 3 y 4.



Gráfica 4.-Densidad de variación de resultados de recuperación de Ag



Gráfica 5.-Correlaciones importantes.

Con base en los turnos comparados entre la condición estándar y el Aerophine-3420 se obtiene una diferencia promedio positiva en recuperación de Ag en 3.00% y 1.60% en Au como se muestra en las gráficas 3 y 4.

Se realizó un análisis estadístico (gráfica 4) comparando leyes de cabeza de Ag, p80, toneladas procesadas y lugares alimentados a planta (Beleña/Lago 00), resultando:

1. La densidad de población de valores de la recuperación de Ag con la Aerophine-3420 tiene menor variabilidad, obteniendo una media del 64.73%, mientras que con la condición estándar se observa mayor variabilidad en los resultados, con una media puntual de 64.03%.
2. La diferencia en medias de recuperación de plata es de 0.70%, dentro de un intervalo con 95% de confianza de 0.20% - 1.22%, siendo mayor con el esquema Aerophine-3420.

Se analizaron correlaciones de recuperación entre elementos encontrando las más significativas con respecto a los metales de interés:

.-Correlación Au/Fe = R 0.30

.-Correlación Ag/Fe = R 0.42

Referente a los grados de concentrado de Ag, no hubo diferencia significativa ya que la condición estándar fue de 830 g/t vs 836 g/t con la Aerophine-3420 y para el grado de Au se obtuvieron 2.39 g/t con la Aerophine-3420 y 2.49 g/t. con la condición estándar.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

- Se observa una diferencia puntual en las medias de las poblaciones de ambos esquemas en cuanto recuperación de Ag.
- Se observa menor variabilidad de resultados en la recuperación de Ag y consistencia por encima de 64.73%, sin afectar el grado de concentrado.
- Se recomienda la aplicación de Aerophine en minerales de flotación de piritas auríferas y argentíferas.

BIBLIOGRAFÍA.

1) Curvas grado-recuperación y recuperación económica 2024, Sadam. T, Daniel S.
2) Mining Chemical Handbook, 2010 – Cytec Industries.
3) Aplicación del colector Aerophine-3420 en circuito de flotación de piritas. Sadam E. Torres, José E. Bañuelos, Daniel A. Saucedo.

TRABAJOS POSTER

Full Tensor Gradiometry delineation of Maximum Horizontal Stress (SH_{max}) through the manifestation of alteration and dissolution karsting

Alan Morgan – Bell Geospace Inc. Houston Texas USA

Abstract

The orientation of maximum horizontal compressive stress (SH_{max}) plays a critical role in controlling fracture development, fluid migration, and alteration in the Earth's crust. Full Tensor Gravity Gradiometry (FTG) provides a high-resolution, passive method to image density contrasts associated with these processes. This paper presents two case studies demonstrating how SH_{max}-guided geologic processes manifest in FTG data across different terranes: (1) evaporite dissolution and collapse in sedimentary evaporite basins, and (2) hydrothermal alteration in metamorphic and igneous rocks related to mineralizing fluid pathways.

In the first example, FTG data acquired over a sedimentary basin characterized by halite and sulfate-bearing evaporites reveal elongate negative density anomalies. These anomalies align with the regional SH_{max} orientation published by Lund Snee and Zoback (2018) and are interpreted as zones of fracture-enhanced dissolution. The FTG signal captures the density reduction associated with karst development along SH_{max}-parallel fracture corridors. No economic mineralization is present; rather, the value lies in mapping geomechanical control on evaporite dissolution—a process of significance in hazard assessment and subsurface fluid flow modeling.

The second example focuses on the Bathurst Mining Camp in New Brunswick, Canada. Here, FTG data detects discrete negative anomalies that correspond with mapped zones of hydrothermal alteration and known volcanogenic massive sulfide (VMS) deposits. These trends align with interpreted SH_{max} directions, suggesting stress-controlled channeling of mineralizing fluids. The alteration in felsic and mafic host rocks, which reduces bulk density, is detectable in the gravity gradient data and corresponds to both legacy drilling and surface mapping.
This paper illustrates a workflow for integrating FTG with regional stress data to detect SH_{max}-aligned zones of alteration or dissolution. Whether or not these processes result in mineralization, the SH_{max} control on fluid movement and rock modification can be imaged effectively using gravity gradient data.

Host rock	Degree (min)	Degree (max)		Type	
Intrusive rock	U	SA	HA	Arg	Prop
n (%)	4	12	10	11	2
ρ (g/cm³)	2.65	2.36	2.52	2.44	3.03 (prop + arg)
k (m²)	4E-17		2E-16	2E-16	7E-17
Vp (km/s)	4.77	3.46	4.12	3.79	4.20
UCS (MPa)	170		101	94 (arg + prop)	
E_s (GPa)	39		20	20	

Table 1. Physical and mechanical property changes associated with varying degrees and types of hydrothermal alteration in intrusive rocks. Modified from Pereira et al. (2024).

Introduction

Understanding the orientation of maximum horizontal compressive stress (SH_{max}) is essential for interpreting fracture development, fluid migration, and associated subsurface alteration processes. While traditionally derived from borehole fracture patterns and seismic moment tensor analysis, recent advances in gravity gradiometry have demonstrated the capability of Full Tensor Gravity Gradiometry (FTG) to image structural patterns and density variations (**Figure 1**) that reflect SH_{max}-guided geologic processes.

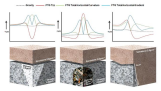


Figure 1. Comparison of gravity and FTG-derived responses (Tzz, horizontal curvature, and gradient) over simplified geologic models. FTG enhances detection of vertical and lateral density contrasts.

This paper presents two case studies where FTG data reveal distinct patterns of fracture-controlled alteration or dissolution aligned with regional SH_{max}. The first case is from the Delaware Basin of West Texas, a region extensively explored using seismic imaging, where shallow zones of subsurface collapse were initially misattributed to faulting within the Lamar Limestone. Reinterpretation using high-resolution FTG data identified these features as zones of evaporite dissolution within the Ochoan sequence, structurally controlled along SH_{max}-parallel corridors. These corridors align with regional stress orientations (**Figure 2**) published by Lund Snee and Zoback (2018), underscoring the geomechanical control on evaporite dissolution and collapse.

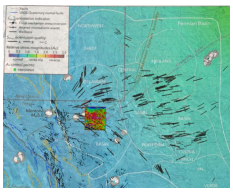


Figure 2. Regional SH_{max} vectors from Lund Snee and Zoback (2018) georeferenced and overlaid with FTG survey area in the Delaware Basin.

Methodology

The analysis applied a multi-step geophysical workflow designed to isolate SH_{max}-controlled trends within FTG data and image their subsurface extent through advanced tensor interpretation and volume processing techniques. Both case studies—the Delaware Basin and the Bathurst Mining Camp—utilized the same methodology, adapted to the specific geological context of each region.

Orientation Analysis and Rose Diagrams

Initial orientation analysis was conducted using rose diagram plots (**Figure 5**) of horizontal FTG gradient components (primarily Txx and Tyy) to identify dominant linear features. A basic linear correlation approach was applied to evaluate the alignment of these features with regional SH_{max} vectors published by Lund Snee and Zoback (2018). To assess spatial variations in orientation, a moving window analysis was performed across the FTG grid, allowing detection of local changes in fracture direction and gradient alignment relative to SH_{max}.

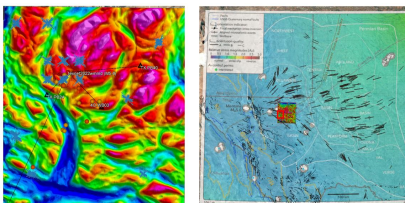


Figure 5. Rose diagram of FTG horizontal components overlaying Kpos curvature enhancement of FTG data compared to SHmax orientations in the Delaware Basin.

Full Tensor Migration and Volume Construction

Following orientation analysis, Full Tensor Migration (FTM) was applied to the FTG dataset to enhance the spatial continuity of density contrasts in three dimensions (**Figure 6**). This technique, adapted from seismic migration principles, improves resolution of steeply dipping and vertically extensive structures and clarifies connectivity between shallow and deep features. The migrated volume represents a continuous 3D density model derived from the measured gravity gradient field (**Figure 7 Top**).

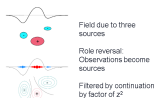


Figure 6. Field continuation and source body migration illustration. FTG data treated with upward continuation isolates subsurface structures.

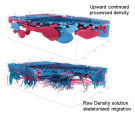


Figure 7. Top: Upward continued processed density volume. Bottom: Raw density solution skeletonized to extract SH_{max}-aligned fluid pathways.

While both case studies used high-density FTG surveys (100 m and 200 m line spacing), the selection of FTG over conventional airborne gravity was critical. Even with tighter line spacing (e.g., 200 m), scalar airborne gravity systems typically resolve features only at wavelengths of ~1 to 1.5 km due to their sensitivity to long-wavelength anomalies. In contrast, FTG systems measure the full tensor field, enhancing response to short-wavelength, near-surface features. This sensitivity—combined with tighter acquisition geometry—enables the detection of subtle SH_{max}-aligned density contrasts that would be undetectable using standard airborne gravity. These capabilities are well-documented in published system performance benchmarks, including those from Sander Geophysics (e.g., AIRGrav system resolution characteristics).

Skeletonization and Pathway Extraction

To further isolate coherent linear structures interpreted as potential fluid migration pathways, a 3D skeletonization algorithm was applied to the migrated FTG volume (**Figure 7 Bottom**). Skeletonization reduces the 3D volume to its central structural framework, allowing identification of vectorized trends within zones of low density. In the Delaware Basin, these structures were associated with collapsed zones within the Ochoan evaporite sequence. In the Bathurst Mining Camp, similar elongated negative density features were detected extending from surface alteration zones and appearing to connect at depth to known volcanogenic massive sulfide (VMS) deposits, suggesting SH_{max}-controlled fluid transport conduits.

Bathurst Mining Camp – Alteration and VMS Connectivity

In the Bathurst Mining Camp (BMC), the same FTG migration and skeletonization workflow was applied to a structurally complex metamorphic and volcanic terrane. The migrated volume displayed linear, vertically persistent zones of reduced density interpreted as hydrothermal alteration corridors. Skeletonization of this volume (**Figure 9**) shows a network of aligned low-density pathways that intersect or trend toward known volcanogenic massive sulfide (VMS) deposits in the region (**Figure 10**).

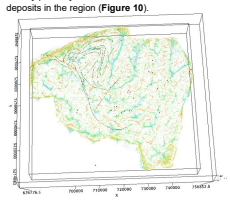


Figure 9. Skeletonized FTG features in the Bathurst Mining Camp, revealing deep-penetrating alteration trends showing major fault trends (Black lines) and VMS deposits (Black dots).

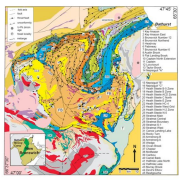


Figure 10. Bathurst Mining Camp geological map showing the location of major VMS deposits and structural trends from *Martinez and Nitescu, 2024.*

These findings support the interpretation that SH_{max}-guided fractures served as preferential conduits for mineralizing fluid flow, and that alteration along these pathways produced a detectable density signature resolvable by FTG. Importantly, the structural trends inferred from FTG and validated through skeletonization correlate with mapped fold-and-thrust geometries and known mineralized trends, providing additional confidence in this workflow.
These features are consistent with hydrothermal alteration zones documented in volcanic terranes, where metasomatic processes reduce rock density by 5–25% depending on alteration type and intensity. A summary of these effects is provided in Pereira et al. (2024), which quantifies density changes across multiple alteration styles (**Table 1**). The profile in **Figure 4**, modified from Shanks (2012), illustrates how alteration intensity and associated density loss increase with depth along hydrothermal fluid conduits feeding VMS deposits.

Conclusions

This study demonstrates the effectiveness of Full Tensor Gravity Gradiometry (FTG) in detecting subsurface geologic features aligned with SH_{max}, including zones of evaporite dissolution in sedimentary basins and fracture-controlled alteration in metamorphic and igneous terranes. By integrating rose diagram analysis, tensor migration, and skeletonization techniques, we were able to delineate subtle, coherent negative density anomalies that correlate strongly with regional stress orientations and structural controls on fluid flow.

In the Delaware Basin, FTG data resolved vertically extensive dissolution corridors within the Ochoan evaporite sequence, which had previously been misinterpreted as subtle faults within the Lamar Limestone based on seismic imaging. The ability to image these features accurately using 100-meter line spacing FTG data underscores the sensitivity of gravity gradients to density loss associated with SH_{max}-guided fluid migration and karst development.

In the Bathurst Mining Camp, FTG revealed alteration zones associated with known VMS deposits. The 200-meter line spacing survey successfully imaged linear, negative density features that extend from surface alteration zones and appear connected at depth to mineralized targets. These results suggest that SH_{max} played a critical role in localizing hydrothermal flow and subsequent metasomatic alteration.

Importantly, these features would not be detectable with conventional airborne gravity surveys. Even when flown at 200-meter line spacing, scalar airborne gravity systems typically achieve spatial resolutions of ~1 to 1.5 kilometers, insufficient to resolve the sub-kilometric features imaged here. The directional sensitivity and full tensor measurement capability of FTG provide the necessary resolution to detect and interpret these stress-guided geologic processes.

FTG, when combined with an understanding of regional stress fields, represents a powerful, non-invasive geophysical method for mapping fluid migration pathways and identifying fracture-controlled alteration systems. This has direct implications not only for mineral exploration but also for understanding structural risk, karst development, and subsurface fluid behavior in a variety of geologic settings.

Acknowledgements

The author would like to thank the management of Bell Geospace Inc and the Government of New Brunswick, Canada for permissions to use their data.

Introduction Continued…

The second case focuses on the Bathurst Mining Camp in Canada (**Figure 3**), a well-known mineralized terrane comprising structurally deformed and hydrothermally altered metamorphic and igneous rocks. In this setting, FTG data delineates elongate, negative density anomalies corresponding to known alteration zones. These anomalies are interpreted as reflecting density reduction associated with hydrothermal fluid migration and mineral leaching along fracture trends controlled by SH_{max}. This work was previously presented at the Geological Survey of India's NextGen Geophysics Conference in June 2025.

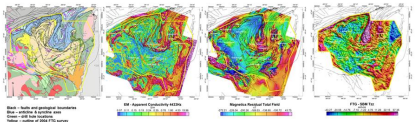


Figure 3. Integrated geological and geophysical interpretation of the Bathurst Mining Camp region. Bedrock geologic map from Tschirhart & Morris, 2014.

Together, these examples illustrate that SH_{max} influences geologic processes in both sedimentary and igneous terranes, and that FTG data can provide a means of imaging these stress-guided trends. This capability offers a remote, logistically efficient means of inferring structurally controlled alteration and fluid migration zones (**Figure 4**)—without the need for ground access permits or the operational risks associated with ground-based fieldwork—making it particularly valuable for both geotechnical assessments and mineral exploration workflows

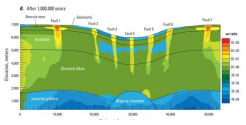


Figure 4. Hydrothermal alteration intensity and resulting density loss with depth across fault-controlled zones. Modified from Shanks (2012).

Results: Delaware Basin – Ochoan Evaporite Dissolution

FTG analysis in the Delaware Basin revealed distinct linear negative anomalies consistent with fracture-enhanced dissolution within the Ochoan evaporite sequence. The rose diagram of horizontal gradient components (**Figure 5**) shows a dominant trend that aligns with the SH_{max} orientation published by Lund Snee and Zoback (2018). Moving window analysis highlighted local deviations from the regional stress field, suggesting spatial variability in fracture control and potential fluid redistribution pathways.

The application of Full Tensor Migration clarified the three-dimensional geometry of these features, revealing collapse structures with vertical extent and connectivity beyond what is visible in seismic data alone. Skeletonization of the migrated volume (**Figure 8**) revealed a coherent network of linear low-density features spatially coincided with areas previously misinterpreted as Lamar Limestone collapse in seismic datasets. These structures are now reinterpreted as zones of evaporite removal guided by SH_{max}-controlled fracturing and subsequent collapse, demonstrating the ability of FTG to resolve non-seismic dissolution features in mechanically weak strata.

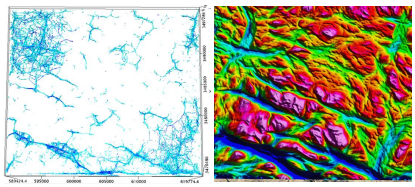


Figure 8. Skeletonized negative density features in the Delaware Basin, corresponding to SH_{max}-controlled evaporite collapse zones. GNmax shown at right for reference to the linear low trends produced by karst collapse.

References

Lund Snee, J.-E., & Zoback, M. D. (2018). State of stress in the Permian Basin, Texas and New Mexico: Implications for induced seismicity. The Leading Edge, 37(2), 127–134

Martínez-Bustamante, J.I., & Nitescu, B. (2024). Interpretation of regional geophysical data acquired at the Bathurst Mining Camp, Canada. *Geofísica Internacional*, 63(1), 697–710. https://doi.org/10.22201/igeof.2954436xe.2024.63.1

Morgan, A. (2023, August). Reduction of Earthquake Epicenter Uncertainty through FTG Analysis and Inversion. Presented at the International Meeting for Applied Geoscience and Energy (IMAGE 2023), George R. Brown Convention Center, Houston, Texas, USA.

Morgan, A. (2025, June). Full Tensor Airborne Gravity Gradiometry: FTG for Mineral Exploration: From Host Structure Mapping to System-Scale Insights. Paper presented at the Next-Gen Geophysics 2025 Conference, Geological Survey of India, Hyderabad, India

Pereira, M.L., Zanon, V., Fernandes, I., Pappalardo, L., & Viveiros, F. (2024). Hydrothermal alteration and physical and mechanical properties of rocks in a volcanic environment: A review. *Earth-Science Reviews*, 252, 104754. https://doi.org/10.1016/j.earscirev.2024.104754

Tschirhart, P.A. & Morris, W.A. (2014). "Analysis of petrophysical properties of rocks from the Bathurst Mining Camp: Constraints on gravity and magnetic modeling." Interpretation, 2(4), SJ133–SJ146.

About the Author

Alan Morgan is an experienced geophysicist with extensive international expertise in the integrated interpretation of potential fields and seismic data. Currently serving as Lead Geophysicist at Bell Geospace, he focuses on the application of Full Tensor Gravity Gradiometry (FTG) and magnetic data for exploration, imaging, and hazard detection. His work has advanced techniques in structural interpretation, depth estimation, and the use of machine learning for geophysical analysis. Formerly Chair of the Gravity and Magnetics Committee for the Society of Exploration Geophysicists (SEG), he has been a strong advocate for innovation and collaboration within the geophysical community. Alan's work bridges classical geophysics and modern AI-driven approaches, contributing to safer and more efficient mineral and energy exploration worldwide

BellGeospace

Emisión y transferencia de contaminantes en la minería mexicana

Autores:
Ruth Robles rroblesb@uaz.edu.mx
David Leonardo Carrillo Sánchez topdlcon@live.com.mx
Asahait Alexis Campos Ponce asahait27@gmail.com
Unidad Académica de Ciencias de la Tierra, Universidad Autónoma de Zacatecas

Objetivo

Este póster presenta un análisis de los contaminantes emitidos y transferidos por la minería mexicana en el 2023, utilizando información del Registro de emisiones y Transferencia de Contaminates (RETC). Aunque el RETC recibe reportes en línea desde 2014, se seleccionó 2023 por ser el año disponible más reciente, por su alta participación empresarial y por la consistencia en los dictámenes de emisiones realizados conforme al Reglamento de la Ley General de Cambio Climático. Además, este año destaca porque las operaciones mineras se desarrollaron con normalidad, a diferencia del 2020 y 2021, cuando la pandemia de COVID-19 provocó cierres, interrupciones y variaciones significativas en las actividades productivas.

Introducción

Desde 1991, la OCDE promovió la reducción de la contaminación mediante la mejora en la recopilación y difusión de datos sobre emisiones. La Declaración de Río de 1992 reforzó el derecho público a la información ambiental (OECD, 1996). México inició la recopilación de estos datos en 1994 y en 2004 estableció el marco legal del RETC (DOF, 2014). Al principio se reportaron 104 sustancias, luego fueron ampliadas a 200 en la NOM-165-SEMARNAT-2003 (DOF, 2014). El RETC se actualiza cada año a través de la Cédula de Operación Anual (COA).

El RETC ofrece información periódica sobre las emisiones y transferencias de contaminantes para apoyar el diseño de políticas ambientales. Ayuda a definir prioridades y acciones para reducir riesgos. Una emisión es la liberación de contaminantes al ambiente, mientras que una transferencia implica su envío a otro lugar para tratamiento, reciclaje, reutilización, obtención de energía o confinamiento (DOF, 2014).

Aunque se busca armonizar el RETC con los registros de Canadá y Estados Unidos, las diferencias en sustancias reportadas, límites de reporte y criterios aplicados dificultan una comparación objetiva.

Metodología

La metodología seguida para la elaboración del presente poster consistió en realizar cinco sensibilizaciones en cada consulta en la plataforma de internet (https://apps1.semarnat.gob.mx:8443/retc/retc/index.php?opcion=1&anio=2013%C2%B6m=00), procesar los datos y analizarlos. También se consultaron las plataformas del NPRI y el TRI con el propósito de indagar en diferencias en las tres bases de datos especializadas.

Resultados

En el RETC 2023, 3062 instalaciones reportaron la emisión y transferencia de 1,005,586,929.54 toneladas de sustancias químicas. Casi todas las sustancias se emitieron al aire, siendo la principal el bióxido de carbono, con 1,004,082,422.81 toneladas (es decir, el 99.85%). A diferencia del NPRI y el TRI, el RETC sí incluye el bióxido de carbono, lo que minimiza la importancia de otras sustancias químicas y dificulta su dimensionamiento.

Emisiones y transferencias de contaminantes en México durante el 2023 según el RETC (toneladas/año)

Sustancias emitidas (toneladas)				Sustancias transferidas (toneladas)
Aire	Agua	Suelo	Total	Total
1,005,565,971.73	3,068.41	237.16	1,005,569,277.30	17,652.25
100 %	0 %	0 %	100 %	0 %

Sustancias transferidas (toneladas)							
Reúso	Reciclaje	Coprocesamiento	Tratamiento	Disposición final	Alcantarillado	Otro tipo	Incineración
423.16	11,136.24	817.01	390.75	3,681.63	37.30	422.96	743.22

Emisiones de contaminantes por sectores mayoritarios RETC 2023

Esta gráfica muestra un análisis porcentual del RECT 2023 donde se observa que el sector metalúrgico ocupó el quinto lugar. Este sector está compuesto por 38 subsectores, incluyendo la minería de oro, plata, zinc y plomo y cobre con números de SCIAN 212221, 212222, 212232 y 212231 respectivamente (United States Census Bureau, 2018).

La comparación entre la minería de oro y plata y el sector metalúrgico muestra que la minería emite menos del 2 % de las sustancias químicas de este sector, aun cuando se incluyen procesos de fundición para producir barras doré. Al igual que en los datos generales del RETC 2023, las emisiones al aire siguen siendo las más altas.

Emisiones y transferencias de contaminantes de las empresas del sector metalúrgico y mineras en el 2023 (toneladas/año)

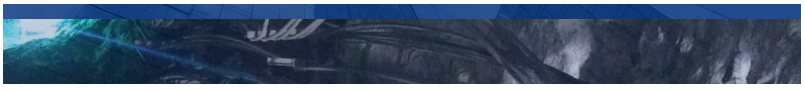
Descripción	Totales		Emisiones		
	Total, emisión	Total, transferencia	Aire	Agua	Suelo
Metalúrgica (incluye la siderúrgica)	6,462,920.63	6,464.29	6,462,789.82	100.75	30.06
Minería de oro	78,913.53 (1.22 %)	170.6	78,913.4	30.121	51.166
Minería de plata	3,634.42 (0.05 %)	132.30	3,605.67	0.532	28.23

Conclusión

La presente información muestra que el sector metalúrgico (incluyendo el siderúrgico) es uno de los principales que contribuyen a acrecentar la emisión de sustancias en el aire, empero, las empresas mineras que también forman parte de este sector no contribuyen significativamente en este impacto.

Referencias

https://apps1.semarnat.gob.mx:8443/retc/retc/index.php?opcion=1&anio=2013%C2%B6m=00
OCDE, (Organización para la Cooperación y el Desarrollo Económicos). (1996). Prevención y Control de la Contaminación. Registro de Emisiones y Transferencia de Contaminantes (RETC). Una herramienta para la política ambiental y el desarrollo sostenible. Manual Guía para los Gobiernos. OCDE. https://www.oecd.org/env/ehs/pollutant-release-transfer-register/OECD-GD96-32_PRTR_GuidanceManual_Spanish.pdf
DOF, (Diario Oficial de la Federación). (2014). NOM-165-SEMARNAT-2013, Que establecela lista desustancias sujetas areporte para el registro de emisiones y transferencia de contaminantes. http://www.dof.gob.mx/nota_detalle.php?codigo=5330750&fecha=24/01/2014
DOF, (Diario Oficial de la Federación). (2014). Reglamento de la Ley General de Cambio Climático en materia del Registro Nacional de Emisiones. http://www.diputados.gob.mx/LeyesBiblio/regley/Reg_LGCC_MRNE_281014.pdf
DOF, (Diario Oficial de la Federación). (2014). Reglamento de Ley General del Equilibrio Ecológico y la Protección al Ambiente en Materia de Registro de Emisiones y Transferencia de Contaminantes. http://www.diputados.gob.mx/LeyesBiblio/regley/Reg_LGEEPA_MRETC_311014.pdf
United States Census Bureau. (2018). North American Industry Classification System (NAICS) Main Page. https://www.census.gov/eos/www/naics/



Nuevo Proceso de Flotación Selectiva de Molibdeno Sin Riesgo de Generación de H_2S

CLARIANT

Autores: Salvador Gonzalez (Clariant), Briana Sanders (Clariant).

Resumen

Las mineras convencionalmente utilizan sulfhidrato de sodio (NaSH) para deprimir los sulfuros de cobre en la flotación selectiva de molibdenita, por otro lado, su utilización genera impactos negativos al medio ambiente y puede causar severos accidentes ocupacionales debido a su alta toxicidad.

Además, la flotación de molibdeno con NaSH exige dosis elevadas de depresor y un pH alto para prevenir la formación de H2S. Por lo tanto, en colaboración con una planta en Mexico y Clariant han desarrollado un proceso de flotación innovador, que abarco desde investigaciones a nivel de laboratorio hasta pruebas a escala piloto en planta, culminando con la implementación industrial. El objetivo principal de este proceso es lograr una separación selectiva de cobre y molibdeno que sea más segura para el entorno ambiental y seguridad para el operador.

Introducción

La unidad minera, está ubicada en México. En el marco de su plan de minería, se tuvo conocimiento de que en el año 2022 comenzaría a recibir mineral con concentraciones más elevadas de Mo. Se planificó tener una planta de separación de Cu/Mo completamente operativa para mayo de 2022. Durante ese período, se evaluaron dos enfoques diferentes: 1. El uso del reactivo NaSH y 2. La implementación del reactivo FLOTICOR™ DP. A pesar de que el NaSH era ampliamente utilizado en el proceso de separación de Cu/Mo, se reconoció que su manejo y uso conllevaban riesgos significativos en términos de seguridad y medio ambiente. Por ello, la unidad minera tomó la decisión de iniciar pruebas con FLOTICOR™ DP. De acuerdo con el plan previsto, en mayo de 2022, se dio inició la sección Rougher de la planta de Mo empleando este reactivo, y los resultados obtenidos fueron positivos.

Dosificación y Punto de Dosis - Planta Molibdeno

Fecha	Etapa	Dosis cm^3/min
22-Feb	Rougher	1400-1200
	1ra Limpia	800
	4ta Limpia	400
	6ta Limpia	200
Mar-May 2022	Rougher	1000-800
	1ra Limpia	600-500
	4ta Limpia	300-200
	6ta Limpia	100
Jun-Jul 2022	Rougher	800-500
	1ra Limpia	400-200
	4ta Limpia	200-100
	6ta Limpia	60-50
Ago-Sept 2022	Rougher	200-100
	1ra Limpia	200-100
	4ta Limpia	100-50
	6ta Limpia	60-50
Octubre 22-Actual	Rougher	125-100
	1ra Limpia	100-70
	4ta Limpia	65
	6ta Limpia	20-50

En esta tabla se muestra la evolución de la dosis de FLOTICOR™ DP durante el transcurso de la operación de la planta. En ella queda demostrada la optimización de dicha dosis, la cual se disminuyó en casi 10 veces, esto es debido al efecto de las recirculaciones en el proceso como lo es el de la flotación selectiva de Molibdeno.

Parámetros Operacionales

Parámetros	Planta Cu-Mo	Planta Mo
P_{80}	280 µm	~ 35 µm
Alim Cu	0.25-0.3.5%	22-25%
Alim Mo	130-160 ppm	0.7-1.2%
Conc Cu	22-25%	2-3%
Conc Mo	0.4-0.7%	45-49%
Rec Cu	80-85%	< 5%
Rec Mo	60-70%	85-92%

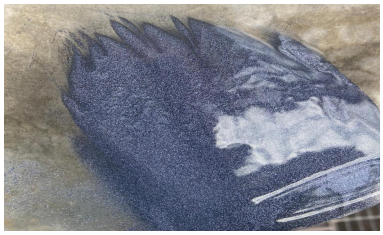
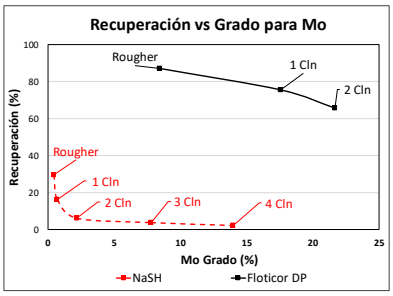


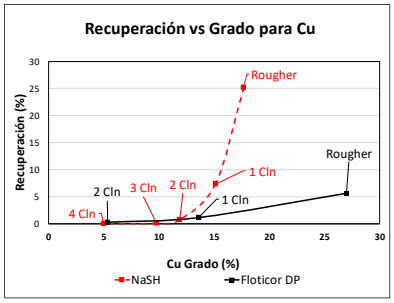
Imagen: Concentrado Final Mo

Prueba Laboratorio-Recuperación Mo vs Grado



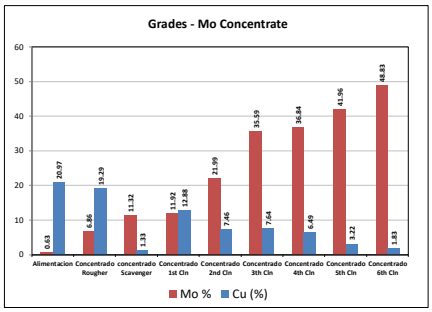
El gráfico presenta los resultados de pruebas realizadas a nivel de laboratorio. En el caso del uso de NaSH, se observa una recuperación del concentrado por debajo del 40%, con dosis variando entre 18 y 36 Kg/t. Por otro lado, al utilizar FLOTICOR™ DP, se lograron recuperaciones cercanas al 90% utilizando una dosis de 15 Kg/t, lo que se reflejo en un resultado metalúrgico viable.

Prueba Laboratorio-Recuperación Cu vs Grado



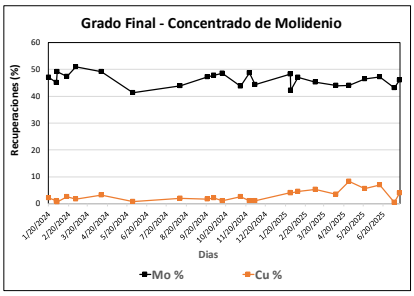
La observación del gráfico revela que, si bien es posible reducir la recuperación de Cu mediante el uso de NaSH, se destaca que FLOTICOR™ DP logra una disminución más eficiente de la recuperación de Cu con una menor cantidad y además reduce el grado de Cu de manera más rápida. Además, se requiere un menor número de etapas de limpieza en comparación con NaSH.

Perfil de grados de Planta



Como se puede apreciar, el grado del concentrado de Molibdeno comenzó con un contenido inicial de 6.89% en el concentrado primario, con un enriquecimiento de concentración de 7. Sin embargo, gracias a las seis etapas de limpieza, se logró alcanzar un grado de 48.8% de Mo en el concentrado final y un grado de Cu y Fe menor del 2%

Grado Concentrado Final de Mo 2024 y 2025



El grafico presenta los resultados obtenidos en el ano 2024 y 2025, obteniendo grado del concentrado final de molibdeno entre 41.3% a 51.0%, logrando un grado de Cobre entre 0.59% a 8.28%, en el ano 2025 se ve un incremento en el grado de cobre del concentrado de Mo final, esto es debido a la presencia de cobre nativo.

Conclusiones

Con base en los resultados obtenidos en las pruebas de laboratorio e industrial, el depresor FLOTICOR™ DP ha demostrado su capacidad para mejorar la recuperación de Mo en comparación con NaSH, lo cual lo convierte en el depresor mas rentable para este proceso de esta operación, FLOTICOR™ DP mejoro la recuperación a 90.0% comparado con NaSH por debajo del 40.0%, la dosis de FLOTICOR™ DP es de 15 kg/t a nivel laboratorio, por lo cual a nivel planta la dosis optima fue alrededor de 7 a 8 kg/t, lo que garantiza la seguridad de sus operadores al no presentar riesgos de generar de gases tóxicos y elimina cualquier riesgo ambiental asociado. La implementación del depresor FLOTICOR™ DP ha conducido a una destacable recuperación de alrededor del 90% y un grado de molibdeno alrededor del 41 al 50% en el concentrado. Estos resultados fueron obtenidos al operar la planta con el reactivo a un rango de pH de 7 a 7.5. Además, se ha logrado reducir el consumo de FLOTICOR™ DP a casi una décima parte de lo estimado en la escala de laboratorio, lo que contribuye a mantener costos de reactivos razonables para la operación de la planta.

HEXAGON

FIVE STRATEGIC PATTERNS FOR MINING DIGITAL TRANSFORMATION

FROM LATIN AMERICAN INSIGHTS TO GLOBAL APPLICATIONS

Asset Lifecycle Intelligence Division
Vitor Bueckmann, Brazil | *vitor.bueckmann@hexagon.com*

ABSTRACT
Mining companies face unprecedented challenges with 30–50% projected demand surge by 2040 while operational costs have risen 30% in five years. Maintenance costs represent 30–50% of operational expenditures, making Asset Performance Management (APM) essential for competitive survival. This research analyzes digital transformation patterns across 12 mining operations in Latin America and Mexico through multiple-case study methodology. The investigation reveals five fundamental strategic patterns that consistently differentiate successful Maintenance 4.0 implementations:

- Strategic Specialization,
- ROI Trajectory Paradox,
- Technology Lock-in Effect,
- Value Pathway Architecture, and
- Integration-Scaling Multiplier.

Mexican operations demonstrate accelerated adoption with 10% digital investment CAGR versus 5.7% in Latin America, achieving payback periods of 12-18 months compared to 24-30 months regionally.

INTRODUCTION
The Mexican mining sector contributes 2.75% of GDP and 8.63% of industrial GDP, supporting over 400,000 direct jobs. However, companies face unique challenges including water costs of $1.34/m³ (nearly double regional averages), shortened 30-year concession terms, and connectivity gaps with only 40% fixed broadband coverage in rural areas.

These pressures create urgent imperatives for strategic digital transformation focused on resource efficiency and operational excellence. While global mining productivity declined 25% since the mid-2000s, companies implementing disciplined Maintenance 4.0 approaches achieve significant competitive advantages through predictive analytics, IoT integration, and autonomous operations.

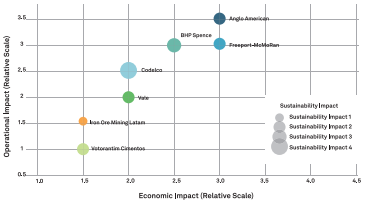
METHODOLOGY
This investigation employed an exploratory, multiple-case study design analyzing digital transformation patterns across 12 real-world mining operations. Seven Latin American benchmarks (Anglo American, Freeport-McMoRan, Codelco, BHP Spence, Vale, Votorantim, and mid-scale operations) were compared with five Mexican implementations (Grupo México, Industrias Peñoles, Southern Copper, Fresnillo, and Peñasquito).

Cases were selected based on publicly verifiable data including annual reports, technical publications, and peer- reviewed sources. Pattern mapping utilized cross-case matrix analysis to identify strategic specialization approaches, ROI trajectory variations, technology-outcome dependencies, and integration-scaling capabilities. The analysis focused on documented performance improvements and quantified benefits rather than subjective assessments.

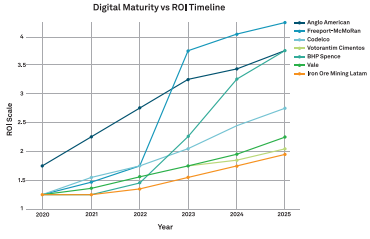
CASES \ PATTERNS	PATTERN #1: STRATEGIC SPECIALIZATION	PATTERN #2: ROI TRAJECTORY PARADOX	PATTERN #3: TECHNOLOGY LOCK -IN EFFECT	PATTERN #4: VALUE PATHWAY ARCHITECTURE	PATTERN #5: INTEGRATION - SCALING MULTIPLIER
Latin American Cases					
Anglo American	!	X	!	✓	X
Freeport-McMoRan	!	✓	!	✓	X
Codelco	✓	X	!	X	✓
BHP Spence	✓	X	!	X	X
Vale	!	X	!	X	✓
Votorantim	!	X	!	X	✓
Mid-scale LatAm	!	X	!	X	X
Mexican/North American Cases					
Grupo México - Buenavista	✓	X	!	✓	X
Industrias Peñoles	✓	X	!	✓	X
Southern Copper	!	✓	!	X	X
Fresnillo plc	!	X	!	X	✓
Peñasquito	✓	X	!	X	X

Legend: Pattern Validation Status
✓ Pattern clearly present and documented (Green) · ! Pattern partially evident (Yellow) · X Pattern not evident in available data (Red)

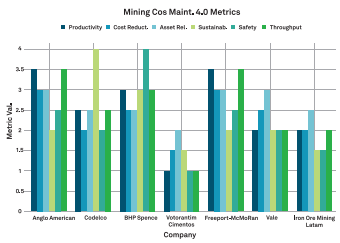
THE FIVE STRATEGIC PATTERNS
Pattern #1: Strategic Specialization Imperative
Companies concentrating efforts on one value pillar—safety, sustainability, or economic optimization—achieve ROI 20-25% faster than comprehensive transformation approaches. BHP Spence achieved 90% safety risk reduction through focused autonomous operations, while Codelco's sustainability specialization delivered 70% renewable energy integration.



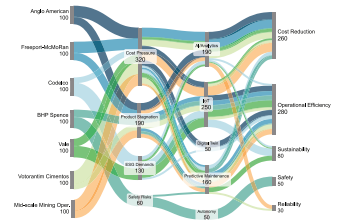
Pattern #2: ROI Trajectory Paradox
Two distinct value realization paths emerge: rapid gains through agile AI deployment versus sustained compound returns through systematic digital backbone integration. Freeport-McMoRan's Bagdad facility achieved 10% throughput improvement and $500M EBITDA potential through immediate AI implementation, while Codelco's comprehensive approach delivers sustained competitive advantages.



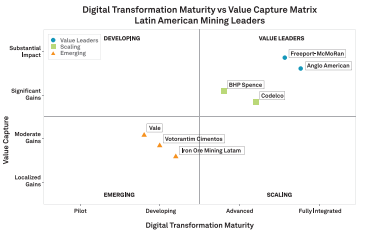
Pattern #3: Technology-Outcome Lock-in Effect
Early technology choices create path dependencies fundamentally shaping future capabilities. IoT excels in reliability optimization (Votorantim's $5.5M maintenance cost avoidance), AI dominates throughput gains (Freeport's 10% production increase), and autonomous systems lead safety transformation (BHP's 90% risk exposure reduction).



THE FIVE STRATEGIC PATTERNS *(cont.)*
Pattern #4: Value Pathway Architecture
Successful implementations require conscious design of flows from challenges through technologies to outcomes. Leading companies follow a "foundation-first" strategy with 36% of investments in IoT data infrastructure and 27% in AI/Analytics capabilities before advancing to digital twins (7%) and autonomy (7%). This sequencing enables compound returns from advanced applications over time.



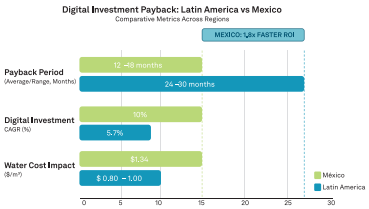
Pattern #5: Integration-Scaling Multiplier
Digital maturity without enterprise-wide integration creates competitive liability rather than advantage. Advanced technology adoption without systematic integration widens performance gaps between leaders and followers. True digital leaders distinguish themselves through superior integration disciplines that scale localized wins across enterprises.



STRATEGIC INSIGHTS & PERFORMANCE EVIDENCE
Cross-case analysis reveals a fundamental industry bifurcation: organizations mastering these five patterns achieve 25% higher return on invested capital compared to technology adopters lacking systematic integration. The performance gap widens exponentially as digital capabilities compound over time, creating two distinct competitive tiers within the mining sector.

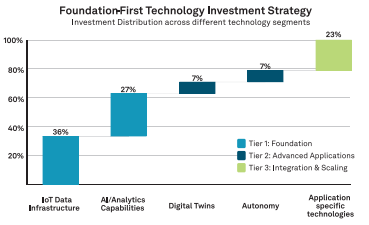
Pattern application demonstrates remarkable consistency across commodity types and operational scales. Companies that consciously sequence investments—prioritizing data infrastructure over advanced applications— generate compound returns unavailable to those pursuing scattered pilot initiatives. The analysis identifies foundation-first technology sequencing as a fundamental to accelerated returns. Mexican operations achieve payback periods half as long as regional alternatives, suggesting architecture discipline, not capital availability, determines transformation velocity.

The evidence contradicts conventional assumptions about comprehensive digital strategies. Focused specialization in a single value pillar consistently outperforms broad transformation programs by 20-25% in time-to-value, suggesting that strategic constraint rather than expansion drives superior outcomes. This finding challenges the prevailing wisdom that digital excellence requires simultaneous advancement across all operational domains.



CONCLUSIONS & IMPLICATIONS
The five strategic patterns represent neither sequential stages nor linear progressions but rather interdependent disciplines that organizations must master simultaneously to achieve sustained competitive advantage. The data reveals a clear bifurcation between Digital Natives with sophisticated integration architectures and Digital Adopters with isolated technology deployments. This performance gap will only widen as digital capabilities compound over time.

Mining executives face a critical choice between two fundamentally different pathways. Strategic specialization through disciplined architecture generates measurable returns, while scattered implementations risk technological obsolescence. Evidence demonstrates that foundation-first infrastructure investment paired with conscious value pathway design and systematic integration capabilities enables organizations to navigate regulatory complexity and operational uncertainty while delivering quantifiable business impact. Maintenance 4.0 therefore constitutes not a technology adoption challenge but a strategic repositioning imperative that separates industry leaders from followers for the remainder of this decade.



REFERENCES
1. BHP (2023). Annual Report. BHP Investors Relations.
2. Codelco (2022). Sustainability Report. Codelco Corporate Publications.
3. Grupo México (2024). Sustainability Actions 2023 – Water and Effluents. GM Corporate Reports.
4. IMARC Group (2024). Mexico Predictive Maintenance Market Size, Forecast 2033. Industry Analysis.
5. McKinsey Digital (2023). Freeport-McMoRan: Transforming AI in mining. McKinsey Insights.
6. McKinsey & Company (2015). How digital innovation can improve mining productivity. McKinsey Industries.
7. Mexico Business (2022). Mining Sector Pays for 50 Percent of Water Usage Rights. MX Business News.
8. Mining Technology (2025). Grupo Mexico reports 12.8% revenue growth in 2024, led by mining, Mining Tech.
9. Opportimes (2024). Mexican Mining Profile: Camimex. Mining Industry Analysis.
10. Southern Copper Corporation (2025). Results Fourth Quarter and Year 2024. SEC Filings.
11. McKinsey Digital (2020). Has global mining productivity reversed course? McKinsey Insights.

Reemplazo de líneas de conducción para ácido sulfúrico

Daniel Palma, Luis Díaz, Belem Bravo

QUICKPIPES SYSTEMS S.A.
Pexgol

Resumen

En la extracción de minerales, el ácido sulfúrico es un insumo fundamental que puede representar entre el 23% y 52% de los costos de operación. En este caso, la tubería original de acero al carbón operaba bajo condiciones severas: ácido al 93–97%, 50 °C y alta velocidad de flujo, lo que generaba fallas recurrentes por corrosión y abrasión. Estas limitaciones redujeron la disponibilidad del sistema al 79%, ocasionando pérdidas económicas importantes. Buscando resolver esta situación, se evaluaron alternativas de materiales, destacando el polietileno reticulado (PE-X) por su resistencia química, estabilidad térmica y flexibilidad estructural. Tras su selección, se realizaron pruebas en condiciones reales de operación, las cuales confirmaron su compatibilidad con el ácido sulfúrico y su desempeño confiable como material de reemplazo.

Introducción

Ante esta situación se evaluaron diferentes materiales: acero inoxidable, HDPE y polietileno reticulado (PE-X). Los criterios de análisis fueron resistencia química al H2SO4, vida útil estimada, facilidad de instalación, disponibilidad y costo total de propiedad.
El PE-X fue la opción más adecuada debido a su resistencia mecánica y química, así como a su estabilidad térmica y flexibilidad estructural. Estas propiedades se deben a su estructura molecular reticulada, que mejora el desempeño frente a presión, temperatura y envejecimiento, diferenciándose del polietileno de alta densidad de estructura molecular linear.

Metodología

El proceso de selección y validación constó de tres etapas principales:
Diagnóstico del sistema existente: se analizaron historial de fallas, condiciones de operación y características del fluido. Se identificaron problemas de corrosión, abrasión, velocidad crítica no controlada y deficiencias de mantenimiento, con ejemplos en la figura 1.

Figura 1. Dignóstico del sistema existente (fallas)

Comparativo de materiales: se evaluaron acero inoxidable, HDPE y PE-X considerando desempeño químico y mecánico, así como costos y facilidad de instalación.
Pruebas de validación: se instalaron 200 metros de tubería PE-X de 280 mm (10") Clase 24 en una zona crítica, con accesorios adecuados y manteniendo el diámetro interno equivalente a la línea original de 8", para asegurar continuidad hidráulica. La instalación se muestra en la figura 2.

Figura 2. Tubería de polietileno reticulado (PE-X) con accesorios

Resultados

La implementación con tubería PE-X mejoró la disponibilidad operativa de 79 % en 2021 a 93 % en 2022 y 94 % en 2023, reduciendo fallas y horas de detención.
La línea piloto de 200 m de PE-X se mantuvo en óptimas condiciones, sin daños ni fugas, confirmando su resistencia estructural frente al ácido sulfúrico. Los ensayos de laboratorio y campo validaron su estabilidad mecánica, química y operativa a largo plazo.

Conclusiones

Se sustituyeron 5,000 metros como se muestra en la Figura 5, iniciando una transición estratégica hacia una solución más robusta, segura y sostenible para el transporte de ácido en la unidad minera. Esta experiencia no solo mejoró la eficiencia operativa y redujo los costos asociados a paros y mantenimientos correctivos, sino que también generó un precedente técnico para futuras decisiones de ingeniería en condiciones similares.

Figura 3. Tubería PE-X instalada.

Bibliografía

1. Codelco – División Chuquicamata. Reportes técnicos y evaluación de infraestructura de conducción de ácido sulfúrico. Información proporcionada por el cliente para el análisis del sistema existente.
2. Bureau Veritas. Ensayos de laboratorio para verificación de resistencia química y estructural del polietileno reticulado (PE-X) bajo exposición al ácido sulfúrico.
3. Universidad Católica de Santiago de Chile. Documentación técnica y análisis de comportamiento de materiales poliméricos en medios agresivos.
4. Golan Renewable Industries Ltd. Guía de Ingeniería y Diseño de tuberías Pexgol. Manual técnico que establece parámetros de diseño hidráulico, instalación y selección de materiales para aplicaciones industriales con ácido sulfúrico.

Análisis de Estabilidad de un Depósito de Estériles Adyacente a una Mina a Cielo Abierto

F. Fernández[1], F. Lagos[1], G. Sotomayor[1]

[1]*FF GeoMechanics Ingeniería Ltda, Valparaíso, Chile*

RESUMEN

El emplazamiento de depósitos de estériles cerca de minas a cielo abierto reduce costos, pero plantea riesgos de deslizamiento hacia el tajo. Se evaluó la estabilidad de un depósito adyacente a través de análisis de equilibrio límite (SLIDE) y modelación numérica bidimensional (RS2), considerando escenarios estáticos y sísmicos. Los factores de seguridad y deformaciones obtenidos cumplen criterios internacionales de aceptabilidad, y los posibles volúmenes inestables quedan contenidos por bermas de seguridad. En consecuencia, se valida la estabilidad y el diseño del depósito frente a distintas condiciones de carga.

INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

Los depósitos de estériles son fundamentales en la planificación minera. Su ubicación cercana al tajo disminuye costos, pero puede comprometer la estabilidad. El objetivo del presente estudio responde al análisis de este tipo de problemática.

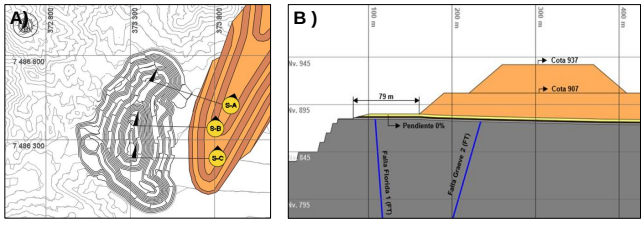


Figura. (A)Ubicación en planta del tajo y el depósito de estériles. (B) Sección S-C, donde se especifican las distancias de emplazamiento.

METODOLOGÍA

La estabilidad del depósito de estériles fue evaluada combinando análisis de equilibrio límite (SLIDE) y modelación numérica bidimensional (RS2).

Con SLIDE se estimaron factores de seguridad y probabilidades de falla bajo condiciones estáticas y sísmicas, utilizando parámetros geotécnicos de fundación y del material de estéril.

Mediante RS2 se aplica el método de reducción de resistencia al corte (SSR) para determinar deformaciones y desplazamientos máximos en los mismos escenarios.

Esta integración permite contrastar resultados y validar la estabilidad del depósito frente a distintos niveles.

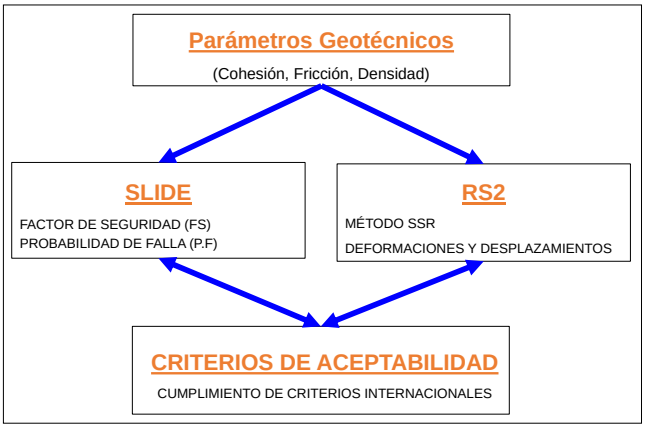


Figura. Esquema simplificado de la metodología utilizada en el presente estudio.

CRITERIOS DE ACEPTABILIDAD

La estabilidad de depósitos se evalúa en función de factores de seguridad (FS), probabilidad de falla (PF) y deformaciones máximas admisibles. De acuerdo con **Hawley & Cunning (2016, 2017)** y **Karzulovic (2006)**, los valores de admisibilidad utilizados como referencia para analizar los resultados del depósito en el presente estudio se entregan en la tabla:

Tabla. valores de admisibilidad utilizados como referencia.

CONDICIÓN	CRITERIO DE ACEPTABILIDAD	
Estática	FS > 1.30	PF < 10%
Sismo Operacional	FS > 1.10	PF < 25%
Sismo Máximo Probable	FS > 1.05	PF < 45%
Deformación	< 1%	

RESULTADOS

Los resultados obtenidos cumplen los criterios internacionales de estabilidad:

- ✓ Estático: FS > 1.5, PF ≈ 0%.
- ✓ Sismo Operacional: FS ≈ 1.3, PF < 10%.
- ✓ Sismo Máximo Probable: FS ≈ 1.1, PF < 10%.
- ✓ Deformaciones máximas < 0.5%
- ✓ Los volúmenes potencialmente inestables (286 m³ y 450 m³) quedaron contenidos por las bermas de seguridad, sin comprometer la estabilidad del tajo.

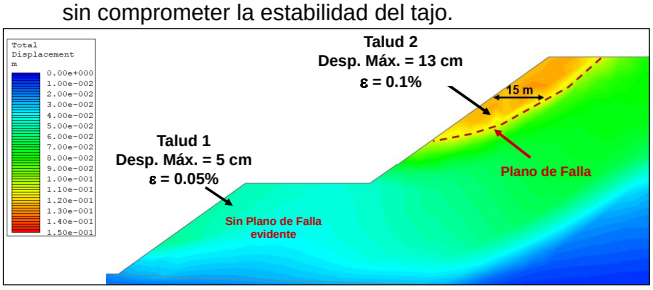


Figura. Valores de desplazamientos totales y deformaciones máximas presentes en los taludes del depósito de estériles.

CONCLUSIONES

1. El análisis confirma la estabilidad del depósito bajo condiciones estáticas y sísmicas.
2. Los desplazamientos y deformaciones se mantienen bajo criterios internacionales de aceptabilidad.
3. El diseño asegura que el material potencialmente inestable puede ser contenido sin afectar la mina a cielo abierto.
4. Se valida el emplazamiento y configuración geométrica del depósito.

Optimización del proceso de flotación en Minera Capela, Grupo Peñoles.

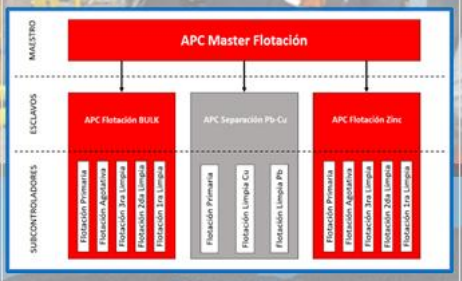
Jaime Navor, Victor Ramirez, Edgar Sanchez.
Peñoles – Minera Capela – Honeywell.

Resumen.
A mediados del año 2021 Grupo Peñoles decide iniciar la optimización del proceso de concentración en su unidad Minera de Capela con la implementación del APC.
La optimización de flotación, considera dos circuitos principales; flotación bulk y zinc.
Para bulk los objetivos principales son incrementar recuperación total de plomo, cobre y llevar a la baja la recuperación de zinc.
En zinc los objetivos principales son el incremento en grado y recuperación.
Todo esto con la implementación de modelos de dosificación de reactivo determinados por consumo en gramos por tonelada considerando la ley de cabeza, el control de ph, y para el espumante el control es por tamaño de burbuja y la estabilidad de derrame y el control de velocidad de reboce para cada uno de los bancos, todo mediante modelos de predicción.

La Unidad Minera Capela se encuentra en el Estado de Guerrero municipio de Teloloapan.

Ubicación mina Capela

Estrategias de control para el APC de Flotación.

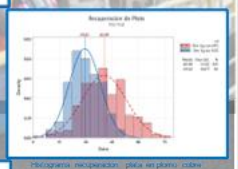


Arquitectura del APC flotación

Las aplicaciones APC se enfocarán en controlar el nivel de los bancos de celdas y responderán a manera de esclavos a los targets de velocidad de rebose enviados por el Controlador Máster.

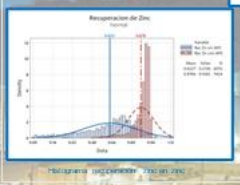
Histograma recuperación zinc en plomo cobre

Recuperación total de zinc un 58.86% y la disminución en cuanto a variabilidad del 47.93%, cuando se inicia la operación del APC.



Histograma recuperación plata en plomo cobre

Recuperación total de plata un 39.73% y la disminución en cuanto a variabilidad del 42.27%, cuando se inicia la operación del APC.



Histograma recuperación zinc en zinc

Recuperación total de zinc en zinc un 41.06% y la disminución en cuanto a variabilidad del 51.17%, cuando se inicia la operación del APC.

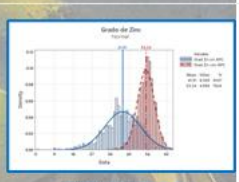
Introducción.

En el circuito de Flotación Bulk se flota la mayor cantidad de cobre y plomo de la pulpa proveniente de la etapa de Molienda, estos valores se extraen por medio del rebose de la espuma en las celdas. El concentrado de plomo-cobre es enviado a la Separación Plomo-Cobre mientras que las colas de la Flotación Bulk se envían al circuito de Flotación de Zinc.

Diagrama de bloques proceso flotación

Separación Plomo-Cobre el rebose de la espuma es Cobre, mientras que las colas son plomo.
Circuito Zinc, la espuma del rebose de las celdas es zinc y las colas la ganga y minerales que no pudieron ser extraidos mediante los procesos de flotación.

Cada circuito está dividido en tres etapas: Flotación Primaria, Agotativa y Limpia, los cuáles están acotados en forma de subcontroladores con la finalidad de agrupar sus variables correspondientes facilitando la identificación de problemas y sintonización.
Finalmente, se incluye un controlador denominado Controlador Master de Flotación que tomará en cuenta la recuperación de las variables metalúrgicas para coordinar cada una de las dos aplicaciones APC



Histograma grado de zinc en zinc

Incremento en grado de zinc en zinc un 27.03% y la disminución en cuanto a variabilidad del 52.31%, cuando se inicia la operación del APC.

Conclusiones.

En el análisis de resultados se observa la evolución de la implementación y su operación, observándose una mejora significativa de los resultados en los meses de Diciembre 2024 y Enero 2025, siendo este último el mejor y coincide con las fechas de implementación, ya que a partir de Diciembre todos los aspectos de funcionalidad de controlador fueron cerrados y las adiciones de reactivos se controlaron con los cálculos proporcionados desde el APC.

La implementación de esta herramienta de optimización redujo la variabilidad de las variables importantes del proceso.

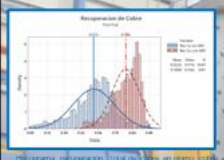
Metodología.

El proceso de optimización inició identificando a nivel macro el proceso de flotación y los parámetros más importantes que influyen en el proceso.

Una vez identificados el primer trabajo a desarrollar es generar información histórica de dichos parámetros toda esta información debe ser de un periodo considerable de operación de entre 3 a 6 meses, con una tasa de muestreo de 1 minuto, una vez generada esta información se continua con la siguiente etapa.

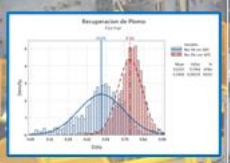
Resultados.

Derivado de esta situación, solo se consideró el análisis de Flotación Bulk, ya que no se considera de impacto significativo, aún, a los controladores de Zinc.



Histograma recuperación total de cobre en plomo cobre

Recuperación total de cobre un 51.09% y la disminución en cuanto a variabilidad del 33.3%, cuando se inicia la operación del APC.



Histograma recuperación total de plomo en plomo cobre

Recuperación total de plomo un 41.03% y la disminución en cuanto a variabilidad del 45.95%, cuando se inicia la operación del APC.

Se ha incrementado la recuperación en todos los elementos de interés para cada circuito.

Se ha reducido considerablemente la variabilidad en cuanto a resultados turno a turno.

Se han incrementado las ventas para todos los concentrados.

Referencias.

(1) Jean-Louis Salager y AnaForgiarini., Fundamentos de la flotacion, (2007).

(2) Clake A., y Wilson D., Foam Flotation, M. Deker (1983).

(3) Sistema de control Capela.