



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**Mejora en la eficiencia por aumento de
tonelaje por barreno mediante la
optimización de método de Corte y
Relleno en yacimientos de vetas angostas**

INFORME DE ACTIVIDADES PROFESIONALES

Que para obtener el título de

Ingeniera de Minas y Metalurgista

P R E S E N T A

Monserrat Martínez Zepeda

ASESOR DE INFORME

Ing. Israel Ortega Casillas



Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2026



**PROTESTA UNIVERSITARIA DE INTEGRIDAD Y
HONESTIDAD ACADÉMICA Y PROFESIONAL**
(Titulación con trabajo escrito)



De conformidad con lo dispuesto en los artículos 87, fracción V, del Estatuto General, 68, primer párrafo, del Reglamento General de Estudios Universitarios y 26, fracción I, y 35 del Reglamento General de Exámenes, me comprometo en todo tiempo a honrar a la institución y a cumplir con los principios establecidos en el Código de Ética de la Universidad Nacional Autónoma de México, especialmente con los de integridad y honestidad académica.

De acuerdo con lo anterior, manifiesto que el trabajo escrito titulado MEJORA EN LA EFICIENCIA POR AUMENTO DE TONELAJE POR BARRENO MEDIANTE LA OPTIMIZACION DE METODO DE CORTE Y RELLENO EN VETAS ANGOSTAS que presenté para obtener el título de INGENIERA DE MINAS Y METALURGISTA es original, de mi autoría y lo realicé con el rigor metodológico exigido por mi Entidad Académica, citando las fuentes de ideas, textos, imágenes, gráficos u otro tipo de obras empleadas para su desarrollo.

En consecuencia, acepto que la falta de cumplimiento de las disposiciones reglamentarias y normativas de la Universidad, en particular las ya referidas en el Código de Ética, llevará a la nulidad de los actos de carácter académico administrativo del proceso de titulación.

MONSERRAT MARTINEZ ZEPEDA
Número de cuenta: 316151216

AGRADECIMIENTOS

A mi universidad, por ofrecerme experiencias enriquecedoras y memorables.

A mis padres, por su apoyo incondicional, su confianza y amor hacia mí.

Al ingeniero Israel Ortega Casillas, por su pasión, interés y dedicación para concluir este proyecto escrito.

A mis profesores y sinodales, que me brindaron sus conocimientos y retroalimentación a lo largo de estos años.

Al ingeniero César Alexes Cruz, por darme la confianza y oportunidad de colaborar con él.

A mis amigos, por hacer de esta etapa inolvidable y estar presentes en todo momento.

RESUMEN

Este proyecto fue implementado en la unidad minera San Julián, ubicada en el municipio de Guadalupe y Calvo, en el estado de Chihuahua. Se identifican principalmente dos tipos de yacimientos: vetas epitermales de baja sulfuración y un cuerpo diseminado. Para la explotación de las vetas epitermales se emplean dos métodos: barrenación larga por subniveles y corte y relleno ascendente, este último utilizado para vetas más angostas. La unidad cuenta con un presupuesto de producción de 10,000 toneladas por día, de las cuales 3,500 toneladas provienen de las vetas.

El objetivo del proyecto fue incrementar el tonelaje de mineral producido, mediante la optimización de recursos a través de la modificación de las condiciones operativas en las etapas de barrenación y voladura. El proyecto se desarrolló a lo largo de tres meses, enfocándose inicialmente en la comprensión del método de explotación, así como en el uso y manejo del recurso material, como el explosivo y el acero de barrenación. El incremento de tonelaje se logró gracias a una voladura más efectiva, donde los cortes de mineral alcanzaron una mayor profundización en comparación con voladuras anteriores, minimizando la dilución sin comprometer los límites superior e inferior de la veta. Esto fue posible gracias al diseño y aplicación adecuada de plantillas de barrenación ajustadas a las variaciones en potencia de la veta en cada rebaje.

Previo a este proyecto, no se contaba con un control adecuado ni con un diseño específico en las plantillas de barrenación, y existía una supervisión limitada respecto a la cantidad de explosivo utilizada en los barrenos de producción. Los resultados obtenidos demostraron mejoras significativas, tales como: disminución del factor de carga, incremento en el tonelaje de mineral por barreno, ejecución de voladuras y obras de mayor calidad, reducción en la cantidad de barrenos requeridos para cumplir con el presupuesto mensual y un uso más eficiente y controlado del explosivo.

En conclusión, este proyecto no solo contribuyó a mejorar la productividad en los rebajes de corte y relleno, sino que también fortaleció los procesos de planificación y supervisión operativa en la unidad. La implementación de prácticas técnicas más precisas y controladas permitió alcanzar los objetivos planteados y sentó las bases para futuras estrategias de mejora continua en la explotación minera subterránea.

ABSTRACT

This project was implemented at the San Julián mining unit, located in the municipality of Guadalupe y Calvo, in the state of Chihuahua. Two main types of deposits were identified: low-sulfidation epithermal veins and a disseminated body. For the exploitation of the epithermal veins, two mining methods are used: long-hole stoping with sublevels and ascending cut-and-fill, the latter being applied to narrower veins. The unit has a production capacity of 10,000 tons per day, of which 3,500 tons come from the veins.

The objective of the project was to increase the amount of ore produced by optimizing resources through the modification of operational conditions in the drilling and blasting stages. The project was developed over a period of three months, initially focusing on understanding the mining method, as well as the use and management of material resources such as explosives and drilling steel.

The increase in tonnage was achieved through more effective blasting, where mineral cuts reached greater depths compared to previous blasts, minimizing dilution without compromising the top and bottom limits of the vein. This was made possible by the proper design and application of drilling patterns adapted to the variations in vein thickness in each stope.

Prior to this project, there was no proper control or specific design in the drilling patterns, and supervision over the amount of explosive used in production holes was limited. The results showed significant improvements, such as a reduction in powder factor, an increase in ore tonnage per hole, higher quality blasting and excavation, a decrease in the number of holes required to meet the monthly stope production target, and a more efficient and controlled use of explosives.

In conclusion, this project not only helped improve productivity in ascending cut-and-fill stopes but also strengthened planning and operational supervision processes at the unit. The implementation of more precise and controlled technical practices made it possible to achieve the objectives and laid the foundation for future continuous improvement strategies in underground mining operations.

GLOSARIO

- **Acero de barrenación:** Conjunto de componentes de acero usados en la sarta del jumbo para barrenar la roca (zanco, broca, cople y barra) que tienen una vida útil.
- **Ampliaciones:** Voladura en tepetate posterior a la de mineral, para ampliar y restablecer las dimensiones estándar de la sección de la obra.
- **Barra:** Herramienta de acero que está a lo largo de la pluma del jumbo, nos ayuda a alcanzar la distancia de barrenación deseada, tiene rosca de acople en ambos extremos.
- **Barrenación:** Actividad mecánica en la que se perfora la roca para la generación de barrenos, con la finalidad de poder introducir explosivos que permiten fragmentarla.
- **Broca:** Elemento final en la sarta de barrenación, que perfora directamente la roca.
- **Cargado:** Se le denomina a la actividad de rellenar (cargar) los barrenos con explosivo para el evento de voladura.
- **Ciclo de Minado:** Conjunto de operaciones unitarias que contribuyen directamente a la extracción de mineral.
- **Cople:** Elemento que une al zanco de la perforadora y a la barra mediante rosca.
- **Corte:** Voladura que representa la franja de mineral tumbado a lo largo del rebaje, dicha franja tiene el ancho (potencia) de la veta y la altura de esta es la que alcanza la longitud de la barra del jumbo.
- **Explosivo:** Mezcla de sustancias que generan una reacción química y una gran cantidad de gases a alta presión y temperatura.
- **Mineral pegado:** Se refiere al mineral recién fragmentado y caído por la voladura.
- **Pluma Jumbo:** Brazo móvil del jumbo de perforación donde va la sarta de barrenación.
- **Post corte:** Barrenos que se detonan posteriormente a la voladura principal.
- **Producción:** Cantidad de tonelaje de mineral tumbado y extraído.

- **Rebaje:** Obra de producción donde se produce mayor tonelaje de mineral.
- **Recurso:** Conjunto de insumos y factores que se traducen en costos, son necesarios para la extracción de mineral (explosivo, acero, personal, fortificación).
- **Relleno:** Material, generalmente de tepetate utilizado para rellenar el rebaje con el fin de aportar estabilidad a la obra.
- **Rezagado:** Remover el mineral que se tumbó en la voladura.
- **Sarta:** Conjunto de componentes de acero que transmiten la percusión, empuje, rotación y barrido desde el martillo a la broca.
- **Voladura:** Liberación de energía mediante el explosivo con el propósito de fracturar la roca a una granulometría deseada.
- **Zanco:** Componente que conecta la perforadora del equipo con la sarta de barrenación.
- **Zarpeo:** Se le denomina así al concreto lanzado hacia la superficie de la obra que protege la intemperización de la roca.

Contenido

ÍNDICE DE FIGURAS	9
ÍNDICE DE TABLAS	11
1. INTRODUCCIÓN	12
1.1 JUSTIFICACIÓN	12
1.2 OBJETIVOS	13
1.3 DELIMITACIÓN DEL PROYECTO	13
1.4 ORIGEN DEL PROYECTO	14
1.4.1 <i>IMPACTO DEL PROYECTO</i>	15
2. MARCO TEORICO	16
2.1 MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	17
SELECCIÓN DE MÉTODO.....	18
2.2 CICLO DE MINADO	20
2.3 BARRENACIÓN	23
2.4 VOLADURA.....	28
3. CASO DE ESTUDIO, UNIDAD MINERA SAN JULIÁN.....	35
3.1 DESCRIPCIÓN Y UBICACIÓN	35
3.2 GEOLOGÍA REGIONAL	36
3.2.1 <i>FISIOGRAFÍA</i>	36
3.2.2 <i>LITOLOGÍA</i>	36
3.3 MINERALIZACIÓN.....	38
3.4 HERRAMIENTAS DE SEGURIDAD	39
3.4.1 <i>IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS Y EVALUACIÓN DE RIESGOS (IPER)</i>	39
3.4.2 <i>HERRAMIENTAS DE VERIFICACIÓN DE CONTROLES CRITICOS (HVCC)</i>	40
3.4.3 <i>ANÁLISIS SEGURO DEL TRABAJO (AST)</i>	40
3.4.4 <i>PROCEDIMIENTOS DE ACTIVIDADES</i>	40
3.4.5 <i>TABLERO GEOMÉCANICO</i>	41
3.4.6 <i>EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL (EPP)</i>	42
3.5 EQUIPOS UTILIZADOS EN CASO DE ESTUDIO.....	44
3.6 ANÁLISIS FODA.....	50
3.7 BENEFICIOS ESPERADOS	53
3.8 RECURSO HUMANO Y TÉCNICO	54
3.9 DIAGRAMA DE GANTT DE ACTIVIDADES	54
3.9.1 <i>HERRAMIENTAS PARA LA TOMA DE DECISIONES</i>	56
4. ANÁLISIS Y DESARROLLO DE CASO DE ESTUDIO	59
4.1 FACTORES ENCONTRADOS DURANTE EL ANÁLISIS	59
4.1.1 <i>Desviación en barrenos</i>	59
4.1.2 <i>Mala aplicación de la plantilla de barrenación</i>	60
4.1.3 <i>Mala reportabilidad</i>	61
4.1.4 <i>Criterio inadecuado del personal</i>	62

4.1.5	<i>Falta de eficacia en equipo ANFO loader</i>	62
4.1.6	<i>Aceleración en el ciclo de minado</i>	63
4.2	PROPUESTAS DE MEJORA	63
4.2.1	<i>Control en plantillas de barrenación</i>	63
4.2.2	<i>Rediseño de cuña</i>	65
4.2.3	<i>Controles para el mejoramiento en el mantenimiento de equipos</i>	65
4.2.4	<i>Capacitación del personal</i>	66
4.2.5	<i>Supervisión de manera más consciente</i>	66
5.	RESULTADOS	67
6.	CONCLUSIONES	83
7.	RECOMENDACIONES	85
	REFERENCIAS	87

Índice de Figuras

FIGURA 1.	MÉTODO DE CORTE Y RELLENO GENERAL. (COPCO, 1997).....	16
FIGURA 2.	VISTA TRANSVERSAL DE VETA CON ECHADO MAYOR A 45°	17
FIGURA 3.	VISTA TRANSVERSAL DEL CORTE DE MINERAL RECIÉN PEGADO.	17
FIGURA 4.	VISTA LATERAL DEL RELLENO EN UN REBAJE. (AGAMA, 2022)	18
FIGURA 5.	VISTA TRANSVERSAL DE UN REBAJE CON BARRENOS EN MINERAL Y BARRENOS DE AMPLIACIÓN.	21
FIGURA 6.	VISTA TRANSVERSAL DE UN REBAJE CON BARRENOS DE MINERAL PEGADOS.	21
FIGURA 7.	VISTA TRANSVERSAL DE VOLADURA CON BARRENOS DE AMPLIACIONES	22
FIGURA 8.	VISTA TRANSVERSAL DE REBAJE CON DIMENSIONES ESTANDARIZADAS.....	22
FIGURA 9.	VISTA TRASERA DE JUMBO INSTALADO REALIZANDO ACTIVIDADES DE BARRENACIÓN.	23
FIGURA 10.	PROCEDIMIENTO DE BARRENACIÓN CON JUMBO PARA MÉTODO DE CORTE Y RELLENO.) (CRUZ, 2024)	25
FIGURA 11.	FOTO EN CAMPO CON MARCAJES TOPOGRÁFICOS Y GEOLÓGICOS. (CRUZ, 2024).....	25
FIGURA 12.	VISTA SUPERIOR DE CUÑA DE 9 SOBRE MINERAL. (CRUZ, 2024)	26
FIGURA 13.	VISTA SUPERIOR DE MARCAJE EN VETA CON POTENCIA MENOR A 70 CM. (CRUZ, 2024)	26
FIGURA 14.	VISTA SUPERIOR DE MARCAJE EN VETA CON POTENCIA ENTRE 70 CM – 1.30 M. (CRUZ, 2024).....	27
FIGURA 15.	VISTA SUPERIOR DE MARCAJE EN VETA CON POTENCIA MAYOR A 1.3 M. (CRUZ, 2024)	27
FIGURA 16.	VISTA SUPERIOR DE NUMERACIÓN DE RETARDOS MS PARA CORTE DE VETA	30
FIGURA 17.	CONFIGURACIÓN DE AMARRADO EN SERIES PARA VOLADURA DE MINERAL	31
FIGURA 18.	UBICACIÓN DE DISTRITO SAN JULIÁN (INEGI, 2024)	35
FIGURA 19.	COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE DISTRITO SAN JULIÁN.....	37
FIGURA 20.	GEOLOGÍA LOCAL DEL DISTRITO SAN JULIÁN. (MORALES, 2016)	38
FIGURA 21.	AFLORAMIENTO DE VETA ULTIMA TIERRA. (MORALES, 2016).....	39
FIGURA 22.	REVISIÓN DE IPER Y HVCC EN ÁREA DE TRABAJO	40
FIGURA 23.	EJEMPLO FORMATO DE PROCEDIMIENTO (CAZARES, 2024)	41
FIGURA 24.	EJEMPLO DE TABLERO GEOMECÁNICO	41
FIGURA 25.	DETECTOR DE VOLTAJE TIPO PLUMA. (TECNEU, 2024).....	43
FIGURA 26.	AUTORRESCATADOR. (MSA, 2025)	43
FIGURA 27.	DETECTOR DE MONÓXIDO DE CARBONO. (GRAINER, 2025).....	44

FIGURA 28. JUMBO ELECTROHIDRÁULICO DE UN BRAZO. (SANDVIK, FICHA TECNICA DD422IE SANDVIK, S.F.).....	45
FIGURA 29 EQUIPO ANFOLOADER. (MATCO, 2023)	45
FIGURA 30. VISTA LATERA DE EQUIPO PAUS. (MINERA, 2018)	46
FIGURA 31. SCOOPTRAM LH410 DE LA MARCA SANDVIK. (SANDVIK, CARGADORES, 2024).....	47
FIGURA 32. SCOOPTRAM CARGANDO UN CAMIÓN DE BAJO PERFIL	47
FIGURA 33. CAMIÓN DE VOLTEO (RUVERSA, 2024)	48
FIGURA 34. ORQUESTA DE LUBRICACIÓN CON CAMIONES YUCLE (SERRETECNO, 2013).....	48
FIGURA 35. CAMIÓN TRASPORTADOR DE EXPLOSIVO INTERIOR MINA. (MAELF, 2024).....	49
FIGURA 36. GRÁFICO RESUMEN DEL ANÁLISIS FODA. (ROJAS, S.F.).....	53
FIGURA 37. CABEZA BAJA QUEDADA POR MALA VOLADURA.	60
FIGURA 38. VISTA SUPERIOR DE MAL USO DE PLANTILLA DE BARRENACIÓN.	61
FIGURA 39. MARCAJE EN TABLA DE BASCULAMIENTO, INCLINACIÓN Y BORDO DE BARRENACIÓN.	64
FIGURA 40. USO DE INCLINÓMETRO PARA COMPROBAR LA INCLINACIÓN DE ADECUADA DE BARRENOS.	64
FIGURA 41. USO DE FAINEROS PARA COMPROBAR INCLINACIÓN Y PARALELISMO.....	67
FIGURA 42. JUMBO BARRENANDO CUÑA EN CORTE DE MINERAL	68
FIGURA 43. VISTA SUPERIOR DE BARRENACIÓN EN VETA CON POTENCIA MENOR A 70 CM.....	68
FIGURA 44. VISTA SUPERIOR DE BARRENACIÓN EN VETA CON POTENCIA MAYOR A 70 CM.....	69
FIGURA 45. VISTA EN PLANTA DE REBAJE 2120 E VUT. (GEOLOGÍA, 2024).....	70
FIGURA 46. VISTA TRANSVERSAL DE LAS ALTURAS DE CADA CORTE EN REB. 2120 E VUT (GEOLOGÍA, 2024)	70
FIGURA 47. VISTA TRANSVERSAL DE LAS ALTURAS DE CADA CORTE EN REB. 2200 VUT (GEOLOGÍA, 2024)	70
FIGURA 48. VISTA EN PLANTA DE REBAJE 2200 VUT. (GEOLOGÍA, 2024)	70
FIGURA 49. VISTA EN PLANTA DE REBAJE 2250. (GEOLOGÍA, 2024)	71
FIGURA 50. VISTA TRANSVERSAL DE LAS ALTURAS DE CADA CORTE EN REB. 2250 VUT. (GEOLOGÍA, 2024)	71
FIGURA 51. SIMBOLOGÍA DEL PERFIL DEL REBAJE	71
FIGURA 52. VISTA LONGITUDINAL DE CORTE EN REBAJE 2120 E. (GEOLOGÍA, 2024)	72
FIGURA 53. VISTA LONGITUDINAL DE CORTE EN REBAJE 2120 CENTRAL. (GEOLOGÍA, 2024).....	72
FIGURA 54. VISTA LONGITUDINAL DE CORTE EN REBAJE 2120 W. (GEOLOGÍA, 2024).....	72
FIGURA 55. VISTA LONGITUDINAL DE CORTE EN REBAJE 2200. (GEOLOGÍA, 2024)	73
FIGURA 56. VISTA LONGITUDINAL DE CORTE EN REBAJE 2250. (GEOLOGÍA, 2024)	73
FIGURA 57. GRAFICA DE BARRAS SOBRE COMPARATIVA DE RECUPERACIÓN ECONÓMICA DE ORO (AU) Y PLATA (AG) EN EL AÑO 2024 Y 2026	82

Índice de Tablas

TABLA 1. ESPECIFICACIONES DEL TAMAÑO DE BROCA Y BARRA QUE SE UTILIZA.....	24
TABLA 2. ESPECIFICACIONES DE EXPLOSIVO Y ARTIFICIOS USADOS EN VOLADURAS.....	28
TABLA 3. TIEMPOS Y NUMERACIÓN DE RETADOS MS UTILIZADOS EN VOLADURAS.	29
TABLA 4 . CONVERSIÓN A SISTEMA INTERNACIONAL DE DATOS DE BARRENACIÓN Y VOLADURA.....	32
TABLA 5. EQUIPOS QUE SON UTILIZADOS EN EL CICLO DEL MINADO	50
TABLA 6. DIAGRAMA DE GANTT.....	55
TABLA 7. CARACTERÍSTICAS DE REBAJES DE CORTE Y RELLENO EN VETA ULTIMA TIERRA.....	59
TABLA 8. CÁLCULO DE TONELAJE POR FECHA POR BARRENO DE CADA REBAJE.....	74
TABLA 9. TABLA CON COMPARACIÓN DE RESULTADOS	75
TABLA 10. LEYES Y PRECIO DE METALES DE AG Y AU EN 2024 (KITCO METALS INC, 2026)	76
TABLA 11. COSTO POR TONELADA E INCREMENTO DE TONELAJE	76
TABLA 12. TABLA RESUMEN DE RESULTADOS EN BASE AL AUMENTO DE TONELAJE POR BARRENO.	79
TABLA 13. LEYES Y PRECIO DE METALES DE AG Y AU EN 2026. (KITCO METALS INC, 2026)	80
TABLA 14. COMPARATIVA DE RESULTADOS SOBRE EL EJERCICIO DE RECUPERACIÓN ECONÓMICA DEL ORO Y LA PLATA EN EL AÑO 2024 Y 2026	81

1. INTRODUCCIÓN

1.1 JUSTIFICACIÓN

La optimización de procesos productivos en minería representa una necesidad constante para garantizar la eficiencia operativa y sostenibilidad económica. En este contexto las actividades de barrenación y voladura juegan un papel importante, ya que su correcta ejecución influye directamente en el aprovechamiento del mineral y reducción de costos asociados. La velocidad con la que se realiza el ciclo de minado busca acelerar la obtención de mineral extraído lo más pronto posible, sin embargo, dicha rapidez con la que se realizan las actividades de barrenación y voladura limita a cumplir los estándares de manera adecuada ocasionando trabajos secundarios.

Actualmente, los costos asociados a la operación minera representan un desafío considerable para mantener la rentabilidad. La posibilidad de incrementar la producción mediante ajustes en los parámetros operativos no solo permitirá satisfacer las metas de producción establecidas, sino también reducir el costo por tonelada procesada. Es responsabilidad que la unidad San Julián le de continuidad a los controles ya establecidos para continuar como un referente en la industria minera para la adopción de estrategias de optimización de recursos.

Además, el impacto esperado de este proyecto incluye una mejor asignación de equipos y personal, reduciendo desperdicios y maximizando el aprovechamiento de recursos para la obtención de mineral extraído. A largo plazo, esta iniciativa contribuirá al desarrollo de prácticas operativas más eficientes, alineadas con los estándares de sostenibilidad y competitividad del sector minero.

En conclusión, fortalecer los procesos operativos mediante el análisis y ajuste técnico de las actividades clave, representa una de las oportunidades estratégicas para consolidar la estabilidad y el crecimiento de la empresa en el mercado minero, del cual, este proyecto forma parte para encontrar ese crecimiento y estabilidad.

1.2 OBJETIVOS

OBJETIVO GENERAL

Se busca aumentar el tonelaje de mineral obtenido por barrenos de producción, de 4.8 ton a 5.5 ton, mediante la implementación de controles en campo para incrementar la producción en rebajes de corte y relleno con el mínimo uso de recurso.

OBJETIVOS PARTICULARES

- Mejoramiento en la barrenación: Mediante la implementación de controles marcados en campo que sirvan como referencias para los operadores de jumbo, así como el diseño de una nueva plantilla de barrenación.
- Aumentar la eficiencia de la voladura: Estandarizar el cargado de barrenos y amarrado de voladuras para que la roca se fragmente a un tamaño adecuado, de manera que los cortes de mineral salgan sin diluirse con tepetate, o bien, evitar que el mineral quede embarrado en la roca encajonante.
- Disminuir el Factor de Carga: Realizar un correcto cargado de explosivo, es decir, la carga de fondo, carga de columna y taco con la cantidad calculada en los barrenos de producción para aumentar la obtención de tonelaje usando la menor cantidad de explosivo posible.
- Disminuir costos por voladura y barrenación: Se busca la optimización de recurso, en el uso del acero, así como tener un mayor control del uso y manejo de explosivo.

1.3 DELIMITACIÓN DEL PROYECTO

Este proyecto se llevó a cabo en la unidad San Julián de Fresnillo PLC, en uno de los yacimientos pertenecientes a “Vetas” la cual fue nombrada Última Tierra (U.T). Cabe mencionar que es la veta con más rebajes activos actualmente. La potencia de la veta es de 1.5 m y en algunas zonas se llega a reducir hasta 30 cm, dicha potencia es ideal para el método de corte y relleno ascendente,

solamente en algunos rebajes la potencia de la veta alcanza hasta 3 m donde ha sido viable llevar a cabo el método de explotación de barrenación larga. En los rebajes de corte y relleno se busca cumplir el objetivo de incrementar el tonelaje de producción en cada corte. El proceso de preparación y recuperación de mineral en estos rebajes es lento debido a su longitud, es por eso que se presupuesta un corte por mes para cada uno de los rebajes, es decir, toda la barrenación y explotación que abarca el rebaje se debe de realizar dentro del mes, cinco rebajes en total, a continuación, se presenta el nombre completo de estos:

- Rebaje Nivel-2120 Poniente de Veta Última Tierra (**Reb. 2120 W VUT**)
- Rebaje Nivel-2120 Central de Veta Última Tierra (**Reb. 2120 Central VUT**)
- Rebaje Nivel-2120 Oriente de Veta Última Tierra (**Reb. 2120 E VUT**)
- Rebaje Nivel-2250 de Veta Última Tierra (**Reb. 2250 VUT**)
- Rebaje Nivel-2200 de Veta Última Tierra (**Reb. 2200 VUT**)

1.4 ORIGEN DEL PROYECTO

Este proyecto fue desarrollado durante la residencia profesional realizada en la unidad minera San Julián, operada por la empresa Fresnillo plc, ubicada en el municipio de Guadalupe y Calvo, en el estado de Chihuahua. La estancia tuvo lugar entre los meses de diciembre de 2023 y febrero de 2024.

Al inicio de la residencia, se asignó el tema del proyecto a desarrollar, no sin antes llevar a cabo un proceso de inducción que incluyó la comprensión del método de minado, la familiarización con las instalaciones, el itinerario de trabajo, el personal y el proceso operativo general. Esta fase introductoria se extendió durante el primer mes y medio de estancia.

Una vez dominados estos aspectos y comprendido el funcionamiento integral de la operación, se procedió a una inmersión en la parte operativa. Para ello, se acompañó durante turnos completos a los operadores de jumbos y cargadores de voladura, lo cual permitió identificar de manera práctica las problemáticas presentes y las áreas de mejora, además de facilitar la toma de datos directamente en campo.

Finalmente, se propusieron e implementaron diversas estrategias para la resolución de las problemáticas detectadas. Los resultados obtenidos se evaluaron mediante la comparación del tonelaje registrado en los cortes de cada rebaje, contrastándolo con los datos históricos de cortes anteriores, utilizando información proveniente de bases de datos y levantamientos topográficos proporcionados por el área de Planeación.

1.4.1 IMPACTO DEL PROYECTO

La implementación del proyecto “aumento de tonelaje por barreno” tendrá un impacto positivo en distintos ámbitos. El tonelaje de mineral por cada barreno es de 4.8 ton si se incrementa el tonelaje a 5.5 ton la productividad incrementará un 13%, lo que se traduce a un mejor aprovechamiento de los recursos y a disminuir el costo unitario de barrenación y la voladura. Otro impacto es en la parte operativa, mejorará la eficiencia en las actividades de perforación y voladura, optimizando los tiempos de operación y aumentando la productividad general. El uso de mejores prácticas operativas también garantizará un desempeño más consistente y reducirá la necesidad de correcciones o trabajos adicionales, contribuyendo a la estabilidad del flujo productivo. La mejora de parámetros y buenas prácticas, se obtendrá una mejora en los indicadores de desempeño.

2. MARCO TEORICO

El método de explotación de corte y relleno se define con base en las condiciones geológicas del yacimiento, este método es aplicable en yacimientos que tengan un buzamiento mayor a 45° (Figura 1), además, que la roca encajonante tenga poca estabilidad ya que se clasifica como soportados. En general, dicho método es aplicable para yacimientos con buena ley, con buzamientos pronunciados, donde la roca encajonante sea moderadamente competente, y la disponibilidad del relleno sea alta (Buendía, J. 2021).

La siguiente metodología será explicada con base en la toma de datos en campo previa a las modificaciones y controles que se han tomado para el desarrollo del proyecto.

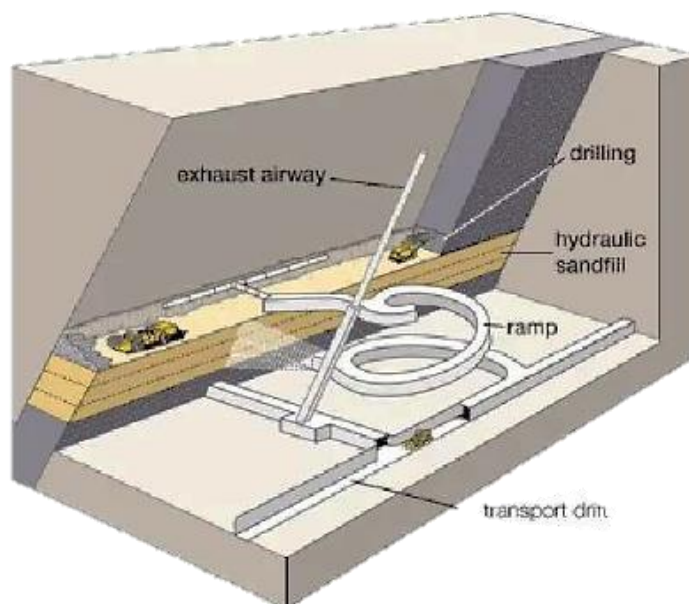


Figura 1. Método de Corte y Relleno general. (Copco, 1997)

2.1 MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Para llegar al cuerpo mineralizado se hace un acceso con pendiente negativa de la rampa hasta cortar la veta, donde se desarrolla el rebaje sobre el largo de esta misma hasta donde se definan los límites económicos de la veta. Este sistema de extracción es ideal para vetas angostas con buenas leyes, se considera buena ley de Ag en un rango mínimo de 100-150 g/t y hasta 400 g/t en yacimientos de alta ley, mientras que para el Au el rango es de 2-4 g/t. Otra característica a considerar la viabilidad de este método, es la potencia de la veta para yacimientos con buzamientos semiverticales, la potencia debe ser moderada de 0.5 m - 3 m.

El método de corte y relleno consiste en realizar un corte selectivo, es decir, primero se barrena sobre mineral y posteriormente sobre roca encajonante para ampliar la sección de la obra. Esta barrenación selectiva se hace de forma ascendente mediante una plantilla de barrenación diseñada para vetas angostas, la cual es marcada en campo por geología (Figura 2). A través de la voladura el mineral cae para extraerse y queda un cajón con un espacio vacío (Figura 3), que sirve de cara libre para la voladura de ampliación en la obra, con la cual se le da la forma nuevamente a la sección del rebaje de 4.5x5.5 m para mantener la estabilidad.



Figura 2. Vista transversal de veta con echado mayor a 45°



Figura 3. Vista transversal del corte de mineral recién pegado.

Dicha ampliación se hace en base a los barrenos en tepetate, mismo que dará la función de relleno una vez que caiga este material dentro del rebaje para poder convertirse en el nuevo piso de trabajo y así se puede alcanzar la altura necesaria para realizar la barrenación con jumbo y por ende el siguiente corte en mineral. Por disponibilidad el relleno es de tepetate, sin embargo, puede ser cementado, de la combinación de jal o bien el mismo tepetate con cementante (Figura 4).

La barrenación se hace de forma semivertical siguiendo el echado de la veta, donde la pluma del jumbo debe de tener un basculamiento de 55° , la barrenación es de 3.65 m (12 ft) de los cuales 3.2 m son efectivos con un diámetro de broca de 4.76 cm (1 7/8") para el escariado.

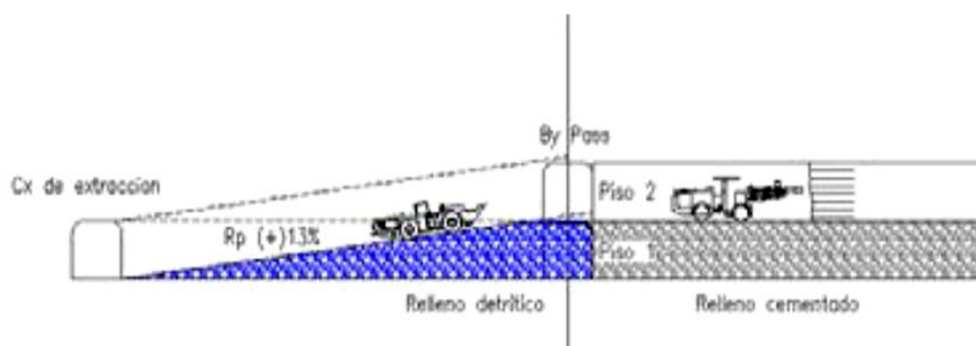


Figura 4. Vista lateral del relleno en un rebaje. (Agama, 2022)

Las características de las obras para dichos rebajes es que deben de ser secciones de 4.5 m de ancho x 5.5 m de altura, ya que con dicho espacio les permite a los equipos trabajar de manera correcta.

SELECCIÓN DE MÉTODO

La selección del método de corte y relleno se debe a distintas características del yacimiento que lo permiten, como las altas leyes de Au y Ag que ayudan a justificar el costo elevado de llevarlo a cabo. Este método es flexible por lo que permite ajustarse a yacimientos irregulares como lo son estas vetas, además al tratarse de vetas angostas, se tiene un control más preciso por tener mayor contacto con la zona mineralizada por lo que se puede recuperar el 100% de mineral, y a su vez tener más controlada la dilución en la barrenación, voladura y extracción la cual suele ser de 15%-20%

esto quiere decir que es baja, además, debido a las propiedades físicas incompetentes del yacimiento brinda alta estabilidad a la roca encajonante gracias al relleno con tepetate que evita derrumbes. Una ventaja de este método es la alta automatización en cada fase del ciclo de minado,

El método de corte y relleno ascendente fue seleccionado considerando las características geológicas, estructurales y geomecánicas del yacimiento. Este método ofrece un elevado porcentaje de recuperación del mineral, lo que resulta fundamental en depósitos de alta ley o en cuerpos mineralizados con geometrías irregulares. Además, permite mantener niveles controlados de dilución, estimados entre 15 y 20 %, debido al manejo preciso que se realiza durante las etapas de barrenación, voladura y extracción. Este control garantiza una mejor calidad del mineral entregado a planta y una optimización en el aprovechamiento del recurso.

Otra razón que sustenta su elección es la posibilidad de mecanización y automatización de las operaciones, lo cual incrementa la eficiencia y seguridad en el ciclo productivo. Asimismo, su flexibilidad operacional lo hace adecuado para yacimientos con vetas de potencia variable y condiciones geomecánicas desfavorables, donde métodos de explotación masivos resultarían técnica o económicamente inviables.

Desde el punto de vista de la estabilidad, el método ofrece ventajas significativas. El uso del relleno como elemento estructural permite mantener la estabilidad del macizo rocoso, reduciendo el riesgo de derrumbes y contribuyendo al sostenimiento de los contactos de la veta. Esta característica resulta particularmente importante en zonas donde las rocas encajonantes presentan baja competencia, asegurando la continuidad del minado y la seguridad del personal.

No obstante, es importante reconocer que el método de corte y relleno presenta ciertas limitaciones. Una de las principales es el alto costo operativo y de fortificación, debido al uso intensivo de insumos como diésel, acero, explosivos y materiales de sostenimiento. Adicionalmente, la intervención de contratistas especializados para labores de anclaje, zarpeo y enmallado puede incrementar los costos totales.

Otra desventaja es el tiempo prolongado requerido para la preparación de los rebajes, especialmente cuando estos son de gran longitud (del orden de 100 metros). La morfología de los rebajes,

generalmente estrechos y alargados, limita la ejecución simultánea de actividades, obligando a realizar el ciclo de minado de forma secuencial y aumentando así la duración total de las operaciones.

Finalmente, en vetas de potencia reducida, la mecanización del rezagado puede verse restringida. Los equipos cargadores LHD ((Loud-haul-dump) requieren acumular suficiente mineral para operar con eficiencia, situación que no siempre se presenta en zonas angostas. No obstante, mediante una adecuada planificación operativa y una correcta gestión del material volado, este inconveniente puede mitigarse.

En conclusión, aunque el método de corte y relleno ascendente implica mayores costos y tiempos de operación, su aplicación se justifica plenamente en este tipo de yacimientos, ya que ofrece altos niveles de recuperación, control de dilución, seguridad y adaptabilidad geotécnica, elementos esenciales para garantizar la sostenibilidad técnica y económica del proyecto minero.

2.2 CICLO DE MINADO

El ciclo de minado lo conforman distintas etapas, las cuales se explicarán de manera detallada a continuación. Partiendo del desarrollo del rebaje, se hace un acceso con pendiente negativa al 15% de la rampa hacia tener contacto directo con la veta, una vez sobre esta se desarrolla un frente hasta el límite del rebaje el cual es establecido previamente por planeación. Conforme se va desarrollando el frente se realiza la evaluación de mecánica de rocas para llevar a cabo el proceso de fortificación adecuado tales como anclaje, zarpeo, y/o enmallado.

Una vez que el frente se encuentre en condiciones seguras, entra el equipo de geología a realizar el marcaje de veta en campo e instalación de servicios para el jumbo, para poder comenzar la barrenación, en este punto las dimensiones de la obra deben de cumplir el estándar de 4.5 m ancho y 5.5 m de altura.

Se comienza la barrenación sobre la veta. La inclinación de los barrenos es en dirección al echado de la veta, estos tienen una profundidad de 3.65 m (barra de 12 ft) además se realizan unos barrenos de ampliación sobre el alto y el bajo de la veta, ya que se busca tener centrada la veta por cuestión de estabilidad, como se observa en la Figura 5:



Figura 5. Vista transversal de un rebaje con barrenos en mineral y barrenos de ampliación.

Una vez que ya se tenga barrenado todo el corte se procede con la voladura de mineral, previo a esto se busca bajar altura, es decir de los 5.5 m disminuirla a 3.5 m con ayuda de tepetate se hace un nuevo piso el cual se le llama relleno. Se realiza el cargado con explosivo en los barrenos que están sobre mineral. Posterior a la voladura es necesario amacizar para desprender todo el mineral suelto por lo que queda un cajón en el cielo de 2.5 m de altura (Figura 6)

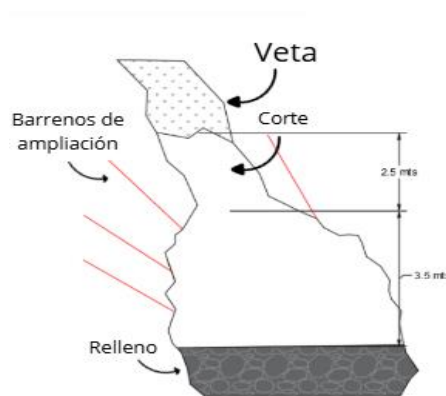


Figura 6. Vista transversal de un rebaje con barrenos de mineral pegados.

La última etapa es realizar las ampliaciones, es decir se cargan los barrenos de tepetate para ampliar la sección de la obra y regresar a las dimensiones originales (4.5 m x 5.5 m.) como se muestra en la Figura 7, el material estéril que cae con las ampliaciones de esta voladura sirve para aplanillar el nuevo piso en el que se trabajará la longitud de los barrenos el cielo se levantó 2.5 m por lo que se busca compensar esta altura con el aplanillado de la Figura 8.

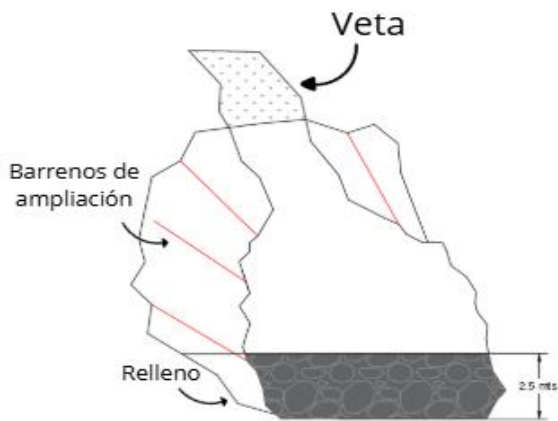


Figura 7. Vista transversal de voladura con barrenos de ampliaciones

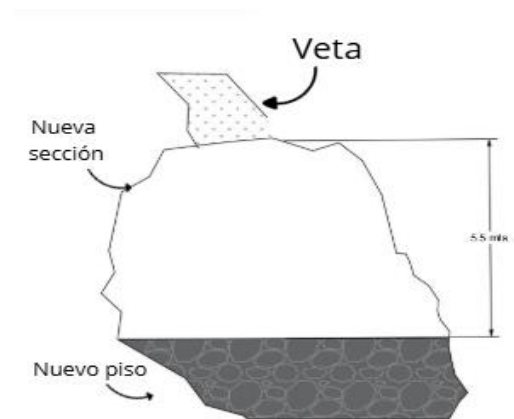


Figura 8. Vista transversal de rebaje con dimensiones estandarizadas.

Una vez que el piso ya esté aplanillado para que ingresen equipos y personal se procede a amacizar mecánicamente y en algunos casos se puede hacer de forma manual, posteriormente se continúa con la fortificación que indique el departamento de Mecánica de Rocas, recorte de anclas, marcaje de veta e instalación de servicios, en ese orden, para que ingrese nuevamente el jumbo. En la Figura 9 se muestra un jumbo instalado operando con las condiciones adecuadas.



Figura 9. Vista trasera de jumbo instalado realizando actividades de barrenación.

2.3 BARRENACIÓN

La barrenación es una de las principales actividades unitarias que forman parte del ciclo de minado, mediante un equipo especializado, consiste en realizar perforaciones con barras de acero en la roca. Estos barrenos se hacen con un equipo conocido coloquialmente como jumbo, dentro de estas perforaciones se mete explosivo que nos ayudará a ejecutar las voladuras.

A continuación, se muestran las características del acero utilizado en el jumbo de barrenación. La broca es 47.62 mm (1 7/8”) mientras que el diámetro de la escariadora es de 63.5 mm (2 ½ “). La longitud de la barra es de 3.65 m (12 ft) (Tabla 1):

DATOS DE BROCA		
TIPO/DIÁMETRO	JB	
	MM	IN
ESCARIADORA	63.5	2.5
ESTÁNDAR	47.625	1 7/8
DATOS DE BARRA		
TIPO/DIÁMETRO	JBL-04	
	MTS	FT
BARRA	3.6576	12

Tabla 1. Especificaciones del tamaño de broca y barra que se utiliza.

Para cada actividad existe un procedimiento que estandariza la forma en la que se tiene que llevar a cabo, dicho procedimiento cuenta con todas las especificaciones operativas y de seguridad que se ven involucradas para realizar la actividad de manera correcta y segura. Este documento está autorizado por gerencia y elaborado por el departamento que lo va a implementar, en el caso del departamento de operación, se tiene un procedimiento para la barrenación en el método de corte y relleno, el cual se explica de manera general en el siguiente apartado.

Como especificaciones operativas se tiene que la barra del jumbo es de 3.65 m (12 ft), se considera un basculamiento de 55° y la inclinación de la pluma será la misma que el echado de la veta, el cual está indicado por geología y marcado en campo, se marca en la tabla del bajo cada 1.2 m de bordo. Cualquier rebaje destinado a ser perforado con el jumbo no debe exceder una altura máxima de 5 m, por cuestiones de estabilidad. En caso de superar esta altura recomendada, el jumbo no debe ingresar hasta alcanzar la altura especificada.

El personal de topografía se encarga de hacer el marcaje de: el echado de la veta que a su vez será la inclinación de la barrenación y la línea de control de cielo, esta es la referencia para que el operador considere hasta dónde entrará la barra del jumbo tomando como referencia la pluma del equipo, esto para evitar cabezas bajas, altas, y tener un corte uniforme, se marca a 4.5 m sobre el nivel de piso actual, el cual es el relleno del corte anterior. (Figura 10)

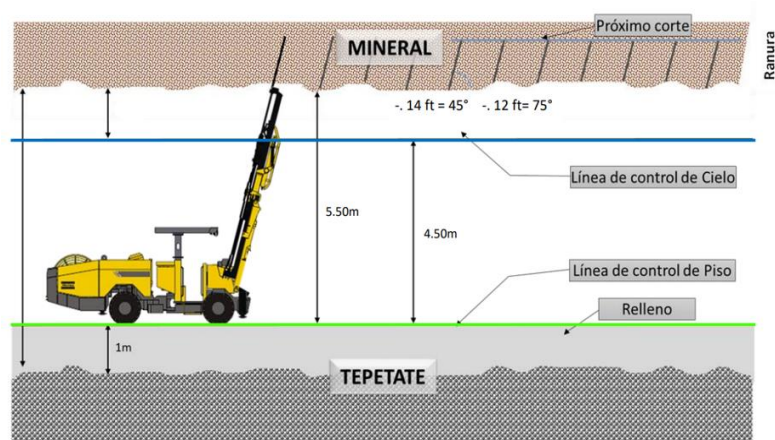


Figura 10. Procedimiento de barrenación con jumbo para método de Corte y Relleno. (Cruz, 2024)

El marcaje en campo se observa en la Figura 11:

- 1) Línea roja: Delimita el contacto de la veta con el alto y el bajo
- 2) Línea negra: Limite de barrenación dentro de la veta para que el radio de influencia de la voladura genere un ancho de minado lo más apegado a los límites de la veta, el corte sea selectivo y disminuya la dilución.
- 3) Línea azul: Es la línea de control del cielo que toma la pluma del jumbo como referencia
- 4) Línea de relleno: marcada a un metro del piso que delimita el nivel del relleno



Figura 11. Foto en campo con marcajes topográficos y geológicos. (Cruz, 2024)

La ranura para aportar la cara libre al corte se hace mediante una cuña de 9 barrenos (Figura 12), de los cuales 5 son escariados y un cuadrante de 8 barrenos, se utilizan retardos de largo periodo (L_p) ya que al no tener salida se le da más tiempo a cada uno de los barrenos para aprovechar la energía liberada



Figura 12. Vista superior de cuña de 9 sobre mineral. (Cruz, 2024)

Para vetas con potencia de 0.4 a 0.7 m (Figura 13), se hacen barrenos a tresbolillo, este ancho de veta permite dos barrenos en el espaciamento dentro de la veta la cual está representada con una línea negra en la figura, para vetas demasiado angostas disminuye la distancia del espaciamento por lo que ya no se realizan los barrenos dentro de la veta sino sobre los límites de esta sin descuidar el diseño de la plantilla a tresbolillo.

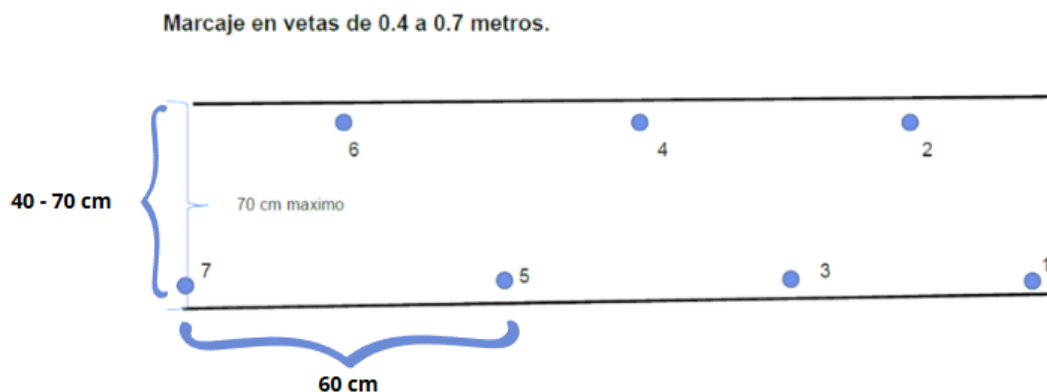


Figura 13. Vista superior de marcaje en veta con potencia menor a 70 cm. (Cruz, 2024)

Conforme la potencia de la veta es mayor, el número de barrenos sobre el espaciamiento incrementa, en la Figura 14 se representa un ancho de veta de 70 cm a 1.3 m en la cual el diseño de la plantilla permite que con barrenos a tresbolillo salga el mineral en la voladura. Por otro lado, para vetas anchas mayores a 1.3 m (Figura 15) el acomodo de barrenos ya es cuadrado, así como el bordo incrementa a 1m.

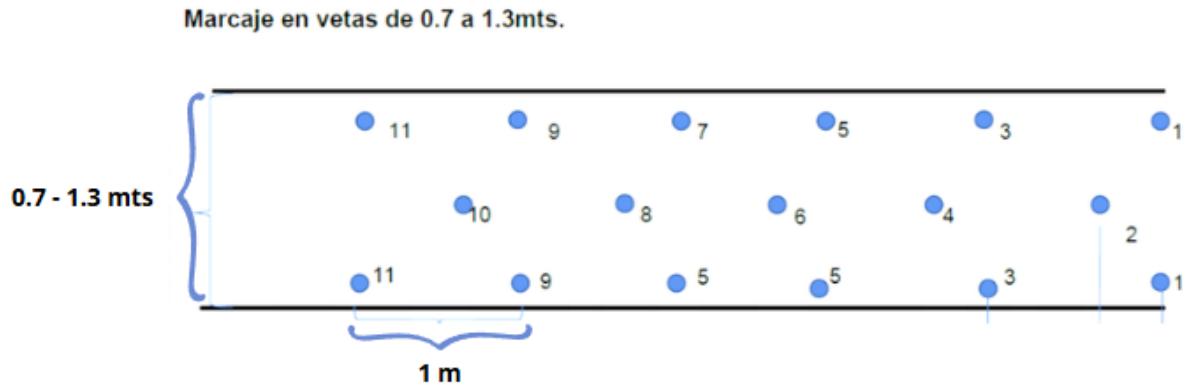


Figura 14. Vista superior de marcaje en veta con potencia entre 70 cm – 1.30 m. (Cruz, 2024)

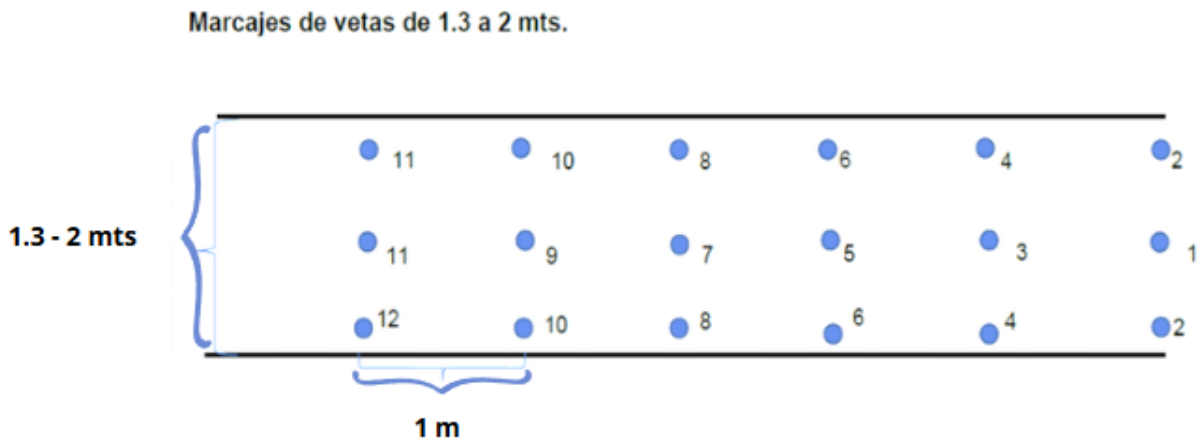


Figura 15. Vista superior de marcaje en veta con potencia mayor a 1.3 m. (Cruz, 2024)

2.4 VOLADURA

La voladura es la acción de fragmentación de la roca mediante el uso de explosivo. Para el cuele de obras mineras o bien para la producción de mineral. Técnicamente, la voladura se genera por la descomposición de sustancias químicas llamadas explosivos, estos generan una reacción química que provoca la liberación de energía, gases a una alta presión y temperatura, en forma de ondas de choque. El explosivo se introduce en los barrenos, al detonar el explosivo, las ondas de choque se expanden en el medio rocoso generando un esfuerzo que provoca la fragmentación.

La información del explosivo utilizado en las voladuras de corte y relleno es el siguiente (Tabla 2):

DATOS DE EXPLOSIVO				
CARGA		DENSIDAD (g/cc)	PESO Unitario (kg)	VELOCIDAD DETONACIÓN (m/s)
AGENTE EXPLOSIVO	AMEX UG	0.85	25	2500
AGENTE EXPLOSIVO	AMEX PREMIUM	0.6	25	2600
ALTO EXPLOSIVO	1 1/2x39"	1.12	1.25	5000
ALTO EXPLOSIVO	1X8"	1.12	0.116	5000
NONEL MS 12 FT	PERIODO 1-15	-	-	-
MECHA ENSAMBLADA	2 MTS	-	-	-
CORDON DETONANTE				

Tabla 2. Especificaciones de explosivo y artificios usados en voladuras.

La cantidad de explosivo que se usa en un barreno de mineral es: 2.9 m de carga de columna de ANFO, 1 emulsión encartuchada de 1x8" y se realizan series de 14 barrenos con retardos del 1-14 ms conectados con cordón detonante (Tabla 3), el retardo #15 se emplea como una cañuela para iniciar la siguiente serie de 14 barrenos y se amarra el cordón detonante entre series (Figura 4.), al inicio de la primer serie se amarran 2 mechas ensambladas para dar inicio a la voladura. Cabe mencionar que este es el cargado específicamente en mineral, para las ampliaciones sobre tepetate se usa anfo de alta densidad y emulsiones de $1 \times 8''$ y $1 \frac{1}{2} \times 39''$.

Barreno	# Retardo	Tiempo (ms)
1	1	25
2	2	50
3	3	75
4	4	100
5	5	125
6	6	150
7	7	175
8	8	200
9	9	225
10	10	250
11	11	275
12	12	300
13	13	325
14	14	350
15	15	375

Tabla 3. Tiempos y numeración de retardos MS utilizados en voladuras.

La numeración que se le da con los noneles es la siguiente, como en la Tabla 3 se indica, el primer barreno del corte (después de la cuña) se le introduce el nonel #1 el cual tiene un tiempo de detonación de 25 ms, el siguiente barreno se le asigna el nonel #2 el cual detona a los 50 milisegundos, y así consecutivamente. Esto se muestra ilustrado en la Figura 13, al ser una veta con potencia de 0.5 m los barrenos están a tresbolillo, al aumentar la potencia de veta el número de barrenos incrementa como se vio en el capítulo anterior, y por ende la numeración se modifica.

Se le denomina **serie** a cargar los barrenos con los noneles del #1 al #14, una vez que se termina con la numeración correspondiente, enseguida se inicia con otra serie comenzando nuevamente con el retardo #1 y finalizando con el #14.

Cuando se tengan el total de series para el corte, se proceden a amarrar entre si a cada uno de los retardos con el cordón detonante, como se observa en la Figura 16:



Figura 16. Vista superior de numeración de retardos MS para corte de veta

Para conectar las series entre sí, se hace mediante el nonel #15, al cual se le conoce coloquialmente como “chapulín” ya que una vez detonada la SERIE 1 se brinca a la SERIE 2. El amarre es de la siguiente manera: el cordón detonante de la SERIE 1 se amarra al nonel #15 y la capsula de este a su vez amarra con el cordón detonante de la SERIE 2 (Figura 17).

Es por eso que es de suma importancia el amarrado correcto para no tener series “quedadas”, es decir, sin detonar. Por último, se colocan dos cañuelas (mecha ensamblada) al inicio del corte para asegurar la voladura.

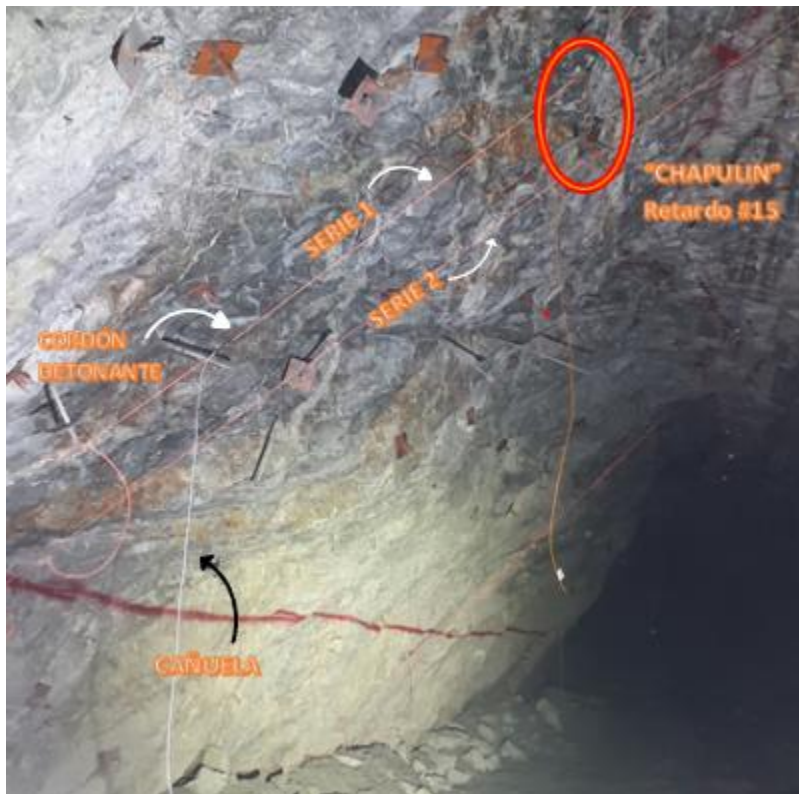


Figura 17. Configuración de amarrado en series para voladura de mineral.

Uno de los indicadores primordiales para medir la eficiencia de la voladura es el **Factor de Carga**, el cual determina la cantidad de explosivo empleado para fragmentar una tonelada o metro cúbico de roca. Para determinarlo teóricamente se hace con la siguiente fórmula:

$$F.C = \frac{CANTIDAD DE EXPLOSIVO EN KG}{VOLUMEN (m3) \text{ Ó TONELADA (ton) DE ROCA FRAGMENTADA}}$$

Considerando los datos de barrenación (Tabla 1) y voladura (Tabla 2), podemos calcular el FACTOR DE CARGA TEÓRICO. Para el cual se necesita tener las unidades en el mismo sistema, en este caso el internacional, por lo cual quedaría de la siguiente manera:

			S. internacional	
<i>Diámetro barreno (D)</i>	1 7/8	<i>in</i>	0.047625	<i>m</i>
<i>Longitud del barreno (L)</i>	12	<i>ft</i>	3.657421518	<i>m</i>
<i>Longitud Carga de Fondo (Lf)</i>	8	<i>in</i>	0.2032	<i>m</i>
<i>Longitud Carga de Columna (Lc)</i>	114.1732	<i>in</i>	2.9	<i>m</i>
<i>Taco</i>	21.8197	<i>in</i>	0.55422	<i>m</i>
<i>Densidad de ANFO (ρ anfo)</i>	0.8	<i>g/cm3</i>	800	<i>kg / m3</i>
<i>Densidad emulsión (ρ emulsión)</i>	1.1	<i>g/cm3</i>	1100	<i>kg / m3</i>

Tabla 4. Conversión a sistema internacional de datos de barrenación y voladura

Con estos datos es posible calcular los kilogramos de explosivo de la carga de columna (ANFO) y la carga de fondo (emulsión de 1 x 8"). Primero obtenemos el área del barreno con la siguiente fórmula:

$$\text{área barreno} = \frac{\pi D^2}{4} = \frac{\pi (0.047625 \text{ m})^2}{4} = 0.001781393 \text{ m}^2$$

Los kilogramos de explosivo por metro, de acuerdo a la densidad del explosivo:

$$\text{- Kg de ANFO por metro} = \text{área barreno} \times \rho \text{ anfo}$$

$$\text{Kg de ANFO por metro} = 0.001781393 \text{ m}^2 \times 800 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

$$\text{Kg de ANFO por metro} = 1.42511 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \text{ de ANFO}$$

Finalmente, para tener el kg de explosivo (ANFO) por barreno que se necesita, se multiplica el resultado anterior por la longitud de la carga de columna mencionada en la Tabla 4:

$$1.42511 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \text{ de ANFO} \times 2.9 \text{ m} = 4.1328 \text{ kg de ANFO por barreno}$$

- Kg de emulsión por barreno

Considerando que se usa una emulsión de 1 x 8" por barreno como carga de fondo, cada una pesa 0.116 kg, sumando ambos pesos del explosivo utilizados en la carga de fondo y carga de columna, tenemos que:

$$\begin{aligned} &= 0.116 \text{ kg de emulsión} + 2.7789 \text{ kg de ANFO} \\ &= 4.2488 \frac{\text{kg de explosivo}}{\text{barreno}} \end{aligned}$$

Ton de la roca fragmentada:

Considerando un corte en mineral con dimensiones de 2.5 m altura, largo del rebaje de 150 m y ancho de mineado de 1.3 m, podemos estimar el tonelaje de mineral en este volumen de roca:

El volumen de roca: altura x longitud x ancho = 2.5 m x 150 m x 1.3 m = 487.5 m³

Si la densidad de mineral (ρ mineral) es de 2.5 $\frac{\text{ton}}{\text{m}^3}$ entonces el tonelaje se obtiene a partir de la siguiente formula:

$$\begin{aligned} \rho &= \frac{\text{masa}}{\text{volumen}} \rightarrow \text{masa} = \rho \times \text{volumen} \\ \text{masa} &= 2.5 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} \times 487.5 \text{ m}^3 = 1218.75 \text{ toneladas} \end{aligned}$$

Con base a la plantilla de barrenación adaptada a las dimensiones del corte ya mencionadas, se tiene un total de 375 barrenos sobre mineral a lo largo del rebaje. Ahora multiplicamos el kg de explosivo/barreno por los barrenos totales, estos datos se usarán en la fórmula de Factor de Carga:

$$4.2488 \frac{\text{kg de explosivo}}{\text{barreno}} \times 375 \text{ barrenos} = 1593.31 \text{ kg de explosivo total}$$

Recordando la formula inicial:

$$F.C = \frac{CANTIDAD DE EXPLOSIVO EN KG}{TONELADA(ton) DE ROCA FRAGMENTADA}$$

$$F.C = \frac{1593.31 \text{ kg de explosivo total}}{1218.75 \text{ toneladas}}$$

$$F.C = 1.30 \frac{kg}{ton} \text{ en barrenos de mineral}$$

Aparentemente es un factor de carga alto, ya que se encuentra fuera de los rangos universales, sin embargo, este método de corte y relleno se realiza en un entorno altamente confinado, con pocas caras libres y geometrías reducidas, lo que exige una mayor energía por tonelada de roca para lograr una fragmentación adecuada. Por lo que $1.3 \frac{kg}{ton}$ se encuentra dentro de los rangos típicos para minería subterránea y representa un balance entre eficiencia de fragmentación, control de voladura y seguridad operacional.

Cabe mencionar que este es un factor de carga considerando en una voladura en mineral para fines prácticos del ejercicio. El factor de carga general toma en cuenta los barrenos en tepetate que se realizan para ampliaciones de la obra y la cantidad de explosivo que se requiere en estos.

3. CASO DE ESTUDIO, UNIDAD MINERA SAN JULIÁN

3.1 DESCRIPCIÓN Y UBICACIÓN

La Unidad Minera San Julián se ubica en la sierra Madre Occidental en el SW del estado de Chihuahua cerca del límite de Durango (Figura 18) localizada a 194 km de la ciudad de Parral a una altitud de 2339 m sobre el nivel del mar.

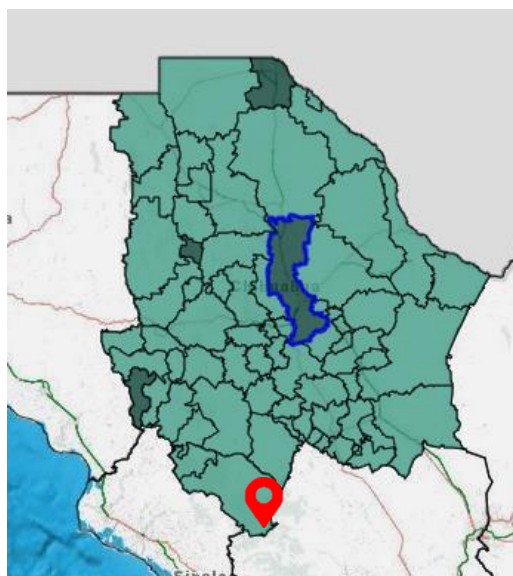


Figura 18. Ubicación de Distrito San Julián (INEGI, 2024)

La mina es de Au y Ag, y se obtienen concentrados de Pb y Zn, cuenta con dos plantas de beneficio, la de flotación con una capacidad de 6 mil toneladas por día para procesar mineral del cuerpo diseminado y la planta de lixiviación dinámica para el tratamiento de 3 mil toneladas por día de mineral extraído de las vetas con leyes de 1.8 g/ton Au y 160 g/ton Ag.

3.2 GEOLOGÍA REGIONAL

3.2.1 FISIOGRAFÍA

La provincia de la Sierra Madre Occidental en la que se encuentra San Julián se caracteriza por estar conformada por montañas alargadas con una orientación predominante NW-SE. Las cuales tienen elevaciones entre 2,200 – 3,000 m.s.n.m, lo que permite la exposición de rocas antiguas que se encuentran dentro de la zona de transición, compuesto por rocas ígneas de origen volcánico y fallas normales (Morales, 2016).

3.2.2 LITOLOGÍA

La unidad minera se encuentra dentro de la Sierra Madre Occidental la cual está compuesta principalmente por rocas volcánicas y sub-volcánicas de edad Eoceno al Mioceno, entre ellas destacan las riolíticas y andesíticas. Estos depósitos minerales consisten en vetas de cuarzo, stockwork, brechas y diseminados. Los depósitos argentíferos se generan en diversas estructuras como cuerpos diseminados, mantos, chimeneas y vetas, de origen epitermal y mesotermal (Morales, 2016).

Las **rocas volcánicas** que conforman la columna estratigráfica se mencionan a continuación, en la Figura 19 se observa el orden y el espesor aproximado:

- **Brechas:** Fragmentos líticos con bordes de calcita y hematita, de color verde olivo, contiene aglomerados andesíticos de color purpura. Espesor de 300 m.
- **Tobas arenosas:** Toba compuesta por lapilli de color verdoso olivo. Compuesto por tobas félsicas y matriz arenosa. El espesor es de 250 m.
- **Tobas líticas:** Fragmentos de riolitas, riodacitas y tobas. Tienen una textura aglomerada, además de contener cuarzo, biotita y fiammes por lo que el tipo de alteración es propilítica. El espesor de esta capa es aproximadamente de 400 m.

- **Tobas andesíticas:** Compuesta por plagioclasas, de color verdoso a gris, con estructuras acebolladas. Con espesores menores a 10 metros.
- **Tobas cristalinas:** Gran contenido de cuarzo con matriz vítrea. El rango del espesor oscila entre los 50 y 70 m.
- **Dacitas:** De color grisáceo y purpura, con textura porfídica que contiene cristales de cuarzo, feldespatos y plagioclasa. Tiene un espesor de 300 m.
- **Ignimbritas:** Son las más jóvenes, contienen biotita y tobas cristalinas hacia la base. El espesor es de 800 a 1000 m.
- Mientras que las **rocas sedimentarias**, está compuesta por clastos de calizas, lutitas–limolitas, areniscas y andesitas en la parte superficial, hacia la base se pueden encontrar intercalaciones laminares de lutita-limolita negra. A continuación, en la Figura 19 se muestra la columna estratigráfica del distrito San Julián. (Morales, 2016), muestra la distribución y grosor de las rocas mencionadas anteriormente que conforman la estratigrafía del Distrito San Julián

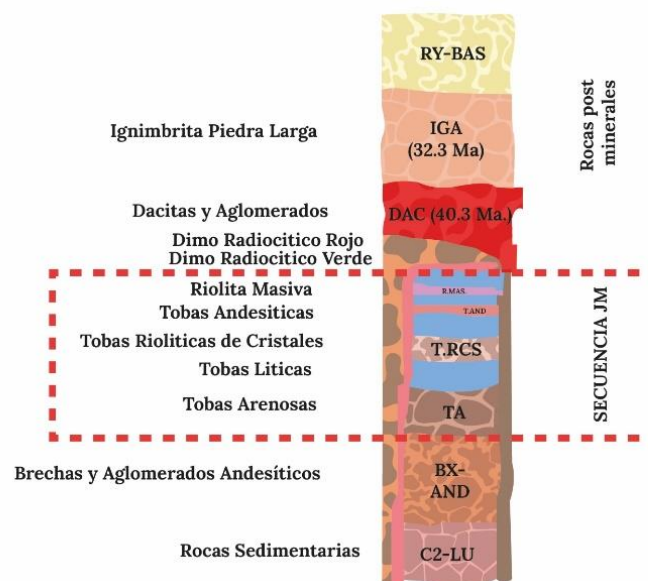


Figura 19. Columna estratigráfica de distrito San Julián

La tectónica entre los estados de Chihuahua y Durango ha dado lugar a fallas de alto ángulo el cual ha generado un alargamiento en dirección de NE a SW (Figura 20). Destacan tres sistemas de estructuras: Sistema ENE (fallas tipo transfer) y NNE, originado por la subducción de la placa Farallón bajo la placa Norteamérica, y estructuras del tipo semi circular, las cuales están relacionadas a calderas.

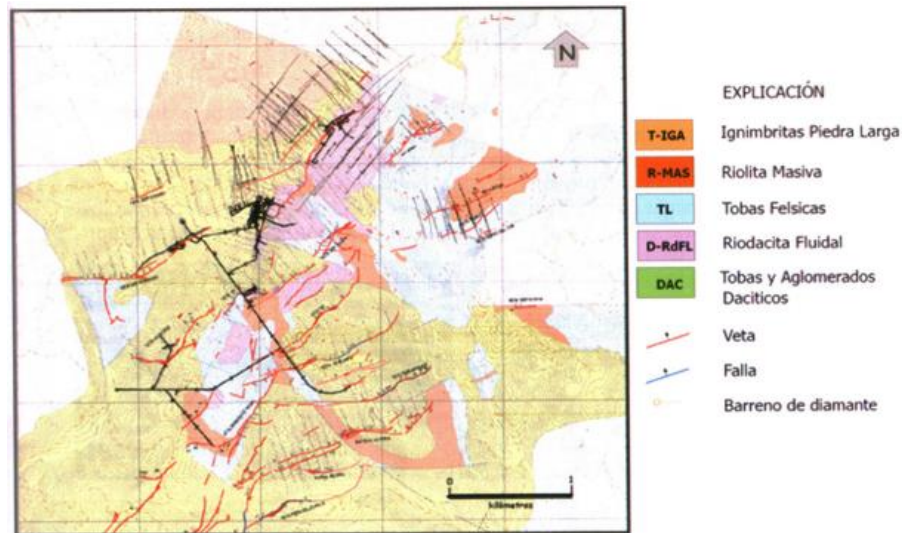


Figura 20. Geología local del Distrito San Julián. (Morales, 2016)

3.3 MINERALIZACIÓN

En el distrito San Julián destacan dos tipos de mineralización, dicha clasificación se basa en la ocurrencia y tipo de depósito: Reemplazamiento JM y vetas hidrotermales de baja sulfuración.

Las vetas hidrotermales de baja sulfuración son estructuras de forma lenticular originadas a partir de soluciones hidrotermales con una mineralización auroargentífera, se clasifican en cuatro grupos en base a sus características texturales y posición en el sistema hidrotermal (Morales, 2016).

- Vetas de cuarzo blanco masivo, con texturas de ebullición y escasa adularia, donde la acantita es la mena.
- Vetas de cuarzo blanco crustiforme o bandeado con pirita fina diseminada, con planos de adularia rosa, la mena principal es la acantita.
- Vetas constituidas por cuarzo blanco masivo a bandeado con abundante clorita y pirita, el mineral de mena está constituido por electrum, acantita y pirita aurífera.

- Vetas conformadas por cuarzo verde, amarillento, y blanco con escasa adularia y bandas de calcita negra. El mineral de mena que destaca Au libre, acantita, clorargirita y electrum. De este tipo de veta es Última Tierra como se muestra en la Figura 21.



Figura 21. Afloramiento de veta Última Tierra. (Morales, 2016)

3.4 HERRAMIENTAS DE SEGURIDAD

Se tienen diversas herramientas de seguridad que ayuda a prevenir accidentes dentro de mina. Es responsabilidad de todo personal que ingrese llevarlos a cabo para trabajar en áreas seguras. Cabe mencionar que surgieron a partir de accidentes en el pasado, es por eso que cada una de ellas tiene un cómo y un por qué es necesaria su implementación. Estas herramientas están presentes día con día en la operación, ya que los riesgos siempre existen. Son de gran ayuda para propiciar un área de trabajo segura, así el personal se siente en confianza para potencializar su productividad, esto a su vez se traduce en obtener un turno más efectivo con un mejor rendimiento del personal y supervisión.

3.4.1 IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS Y EVALUACIÓN DE RIESGOS (IPER)

Lo llena todo el personal, consiste en identificar un peligro y evaluar el nivel riesgo, antes de comenzar alguna actividad en el área de trabajo, se realiza con base a su criterio por lo que cada uno propone los controles para poder mitigar dichos peligros. Todo personal tiene derecho a revisar esta herramienta para comprobar que fueron llenados de manera correcta, en caso de que no, debe existir una retroalimentación.

3.4.2 HERRAMIENTAS DE VERIFICACIÓN DE CONTROLES CRITICOS (HVCC)

En base a los 6 riesgos críticos identificados en la unidad, durante el llenado del IPER se marcan los riesgos que están relacionados directamente con la actividad a realizar, y se procede a responder un cuestionario para determinar si existen los controles en el área, que mitigan los riesgos críticos antes de continuar con las operaciones en campo.



Figura 22. Revisión de IPER y HVCC en área de trabajo

3.4.3 ANÁLISIS SEGURO DEL TRABAJO (AST)

Consiste en realizar por escrito un análisis de caso en los que no existen manuales para una actividad específica o que no está programada. Se realiza un reporte sobre el procedimiento que se llevará a cabo, personas presentes que aprueban que se realice dicha actividad, así como los controles críticos que están involucrados para prevenir riesgos.

3.4.4 PROCEDIMIENTOS DE ACTIVIDADES

También existen herramientas que van directamente involucradas a la operación para atacar y mitigar los peligros, tales como los procedimientos de actividades específicas que indican paso a paso cómo se realiza de manera segura y correcta, es decir, todas las especificaciones están estandarizadas y normadas dependiendo de la unidad minera en la que se encuentre. Este documento (Figura 23) está desarrollado a partir de un objetivo, definiciones, también los peligros y riesgos involucrados, la metodología de desarrollo, recomendaciones y cierra con un cuestionario dirigido

a todo personal que esté por realizar dicha actividad, que avala la capacitación y conocimiento de este.



MINERA MEXICANA LA CIENEGA		MINERA MEXICANA LA CIENEGA	
			
PROCEDIMIENTO DE AMACICE CON EQUIPO MECANIZADO		PROCEDIMIENTO DE AMACICE CON EQUIPO MECANIZADO	
IDENTIFICACION MINERA MEXICANA LA CIENEGA PROCESO Procedimiento de Amacice Mecanizado		IDENTIFICACION MINERA MEXICANA LA CIENEGA PROCESO Procedimiento de Amacice Mecanizado	
<p>1. OBJETIVO</p> <ul style="list-style-type: none"> Que el personal realice esta actividad de forma eficiente y correcta aplicando este procedimiento seguro de trabajo, dando como resultado un ambiente seguro, sano, productivo y de calidad. Asegurar la estabilidad de las áreas operativas para preservar la integridad física del personal, evitando así caídos de roca. Determinar los lineamientos para la operación de los amacizadores como el pauss, scaler y amacizador tipo retro con martillo en interior mina, para prevenir, controlar, las posibles fugas y/o derrames de hidrocarburos, riesgos y daños a la salud de los colaboradores expuestos en el proceso de amacice mecanizado. <p>2. CAMPO DE APLICACION</p> <p>Este Procedimiento aplica a la supervisión, capacitadores, operadores, ayudantes y contratistas que trabajen en obras mineras subterráneas en desarrollo, preparación y explotación.</p> <p>3. DEFINICIONES</p> <ul style="list-style-type: none"> Amacice: Procedimiento de verificar y tumbar las rocas sueltas en las áreas de mina, principalmente. Tabla: Ambos costados de las obras tales socavones, frentes, crueros, pozos, contrapozos, rebajes, etc. Se designa como: tabla del alto, tabla del bajo, tabla izquierda o tabla derecha. Cielo: El techo o parte superior de una obra minera Rebaje: Obras Mineras en producción, donde se explota y extrae el mineral 	<ul style="list-style-type: none"> Pluma: Es la parte móvil del brazo del Equipo. Herramienta: Uña de trabajo: Martillo hidráulico: <p>4. RESPONSABILIDADES Y AUTORIDADES</p> <p>Es responsabilidad de los jefes de área y supervisores la integración de personal capacitado para realizar esta actividad de amacice mecanizado en la operación mina y dar seguimiento para que se aplique este procedimiento.</p> <ul style="list-style-type: none"> Es responsabilidad del facilitador coordinar las actividades de amacice cuando el terreno es inestable. El colaborador deberá avisar al facilitador cuando por las condiciones del lugar sea necesario efectuar amacice mecanizado. <p>5. CARACTERISTICAS DE ENTRADA</p> <p>MATERIAS PRIMAS</p> <p>EQUIPO</p> <ul style="list-style-type: none"> Amacizador Scaler Amacizador Pauss Amacizador Retro 		

Figura 23. Ejemplo formato de procedimiento (Cazares, 2024)

3.4.5 TABLERO GEOMÉCANICO

Indica la calidad de roca y la configuración de la fortificación con base en esta, así como sí es seguro ingresar al rebaje. Debe de estar autorizado por supervisión de mecánica de rocas y supervisión de operación, una vez que ya esté en condiciones el área. (Figura 24)



SEMAFORO GEOMEGANICO	
Semáforo: Condición del Sitio	Lugar: Rebaje AFT-05 W/N-2000
	Fecha: 13 Agosto-2024
	Identificación para ingresar al lugar
FORTIFICACION	
X	A
X	B
X	C
X	D
	E

Figura 24. Ejemplo de tablero geomecánico

3.4.6 EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL (EPP)

El EPP protege a los trabajadores de posibles accidentes o enfermedades debido a los riesgos a los que se exponen, es la última barrera de protección y es de uso obligatorio para el ingreso a mina (Minero, Rumbo Minero Internacional, 2020) a continuación, se explica que lo conforma y el funcionamiento de este:

Casco con barbiquejo: La función del casco es proteger la cabeza de algún impacto y evitar contusiones, protege de golpes verticales y horizontales los cuales pueden ser caídos de roca o golpes con alguna estructura. El barbiquejo se coloca bajo la barbilla, y evita que el casco se caiga, es importante mantenerlo en todo momento para evitar que este se desplace.

Overol con reflejante: El overol tiene cintas reflejantes que ayuda a la visibilidad al ser iluminadas.

Lámpara de casco y de mano: La lámpara en la cabeza es de suma importancia, debe proporcionar suficiente salida de luz durante toda la jornada de trabajo, de igual forma la lámpara de mano aporta mayor iluminación para garantizar una mejor visibilidad en las áreas, esto propicia a la seguridad y eficiencia en actividades.

Sordinas: Los trabajadores están expuestos a más de 85 decibeles en el ambiente de trabajo, debido a los equipos generan gran ruido, la función de las sordinas atenúan este ruido y proteger el oído.

Respirador para polvos: Son de silicona y se adhieren al rostro, cuenta con filtros para evitar el paso del polvo hacia la nariz, es riesgoso para la salud exponerse a este ya que cuenta con partículas de óxido de silicio.

Lentes de seguridad: Suelen ser de policarbonato, que protegen la vista de algún golpe por impacto.

Botas de hule con casquillo: Calzado antiderrapante para evitar resbalones, de punta de acero para proteger de golpes, y de material aislante.

Guantes: Protegen las manos al estar en contacto con maquinaria, herramientas, material rocoso.

Radio: Es una herramienta que ayuda a la coordinación, seguridad y eficiencia de actividades que entabla la comunicación instantánea con todo el personal que cuente con uno.

Arnés: Cuentan con anillos que se atan a líneas de vida para los trabajos en alturas.

Detector de voltaje (angelito): Dispositivo que detecta campo electrostático producido por una corriente de tensión (Figura 25), se acerca la punta al área en la que se quiere verificar, la cual se ilumina de color rojo (Safety, 2023).



Figura 25. Detector de voltaje tipo pluma. (Tecneu, 2024)

Auto rescatador: Se emplea solamente en situaciones de emergencia con la presencia de CO mediante un incendio interior mina (Figura 26). Al activarse se coloca un respirador que contiene filtros y mediante un catalizador convierte el CO en CO₂ respirable, es de un solo uso. No debe usarse en atmosferas que contengan menos del 19.5% de Oxígeno (González, 2021).



Figura 26. Autorrescatador. (MSA, 2025)

Detector de monóxido de carbono: Dispositivo portátil que mediante sensores detecta la presencia de monóxido de carbono (Figura 27). Por norma, el personal puede estar presente hasta 100 ppm en periodos reducidos, para evitar esto, el detector emite dos alarmas sonoras a partir de 20 ppm de CO, la segunda con sonido más fuerte a 100 ppm (Quispe, 2020).

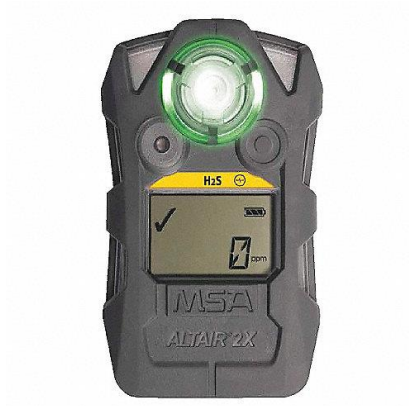


Figura 27. Detector de monóxido de carbono. (GRAINER, 2025)

3.5 EQUIPOS UTILIZADOS EN CASO DE ESTUDIO

Los equipos mineros son el conjunto de maquinaria y dispositivos utilizados en el ciclo de minado, son especializados para cada una de las operaciones mineras. El uso y mantenimiento adecuado de estos equipos garantiza la eficiencia, seguridad y productividad de las actividades. Los tipos de equipos utilizados en la operación en mina San Julián son:

- **Jumbo Hidráulico:** En la figura 28 se observa un equipo jumbo, el cual se emplea para la perforación de barrenos en los rebajes, para poder trabajar requiere de energía para conectarlo y servicios de agua. Se coloca manguera tipo strupack en la tabla derecha desde el acceso del rebaje hasta por lo menos 50 m detrás del equipo jumbo, de igual forma con la extensión la ploga para conectar el cable del jumbo debe de estar por lo menos unos 50m detrás de este, ya que se va realizando la perforación en retroceso. El strupack debe de ser de 38.1 mm (1 ½ ") para que la presión del agua sea de 5 bar, en el caso de la energía se requiere de 440 v para poder energizar el jumbo. La extensión de la barra para los jumbos

empleados para corte y relleno es de 3.65 m (12 ft), con una broca de 47.625 mm (1 7/8”) y una escariadora 63.5 mm (2 ½ “), mientras que la presión de percusión, avance, y rotación es de 190 bar, 90 a 130 bar y 60 bar, respectivamente.



Figura 28. Jumbo electrohidráulico de un brazo. (Sandvik, Ficha técnica DD422iE Sandvik, s.f.)

- **Anfoloader:** Equipo móvil que consta de una canastilla para personal y una olla que presuriza el explosivo anfo con aire comprimido (Figura 29), el cual hace que sea lanzado a alta presión a través de una manguera, la olla tiene una capacidad de 5 bultos de Anfo a granel aproximadamente, y la presión del aire comprimido debe de estar calibrada entre 80-100 psi. La canastilla se eleva para que el personal pueda cargar de explosivo en barrenos de corte y los de ampliación del cielo y hombro, alcanzado alturas de hasta 4 m (Bernaola et al., 2013).



Figura 29 Equipo anfoloader. (MATCO, 2023)

- **Amacizador:** Equipo que cuenta con un brazo que se articula, en la punta tiene un martillo o uña que amaciza las rocas de los cielos y hombros de las obras mineras (Figura 30). En esta unidad minera se tienen equipos tipo **Paus**, los cuales tienen un martillo que mediante la percusión golpea las rocas sueltas para desprenderlas. Este equipo cuenta con cabina para la protección del operador, por lo que todas las acciones se realizan dentro de cabina. El amacice mecanizado se realiza posterior a cada evento de voladura, o en caso de que se requiera.



Figura 30. Vista lateral de equipo Paus. (Minera, 2018)

- **Cargador LHD:** Para la carga tenemos los equipos LHD (Loud-haul-dump) llamados coloquialmente scooptram, tienen un cucharón que se articula y se levanta lo suficiente para cargar camiones convencionales (Figura 31) la capacidad de este cucharón suele ser de 7.8477 m³ a 13.0795 m³ (6 yd³ a 10 yd³ (Peñaloza, 2021). Estas palas son utilizadas para el rezagado de mineral como se observa en la Figura 32, pero también son pobladas a actividades particulares como limpias del material que cayó con el amacice, balastreo de rampas y cruceros, relleno de tepetate en los rebajes. Las palas con las que se cuentan son: SANDVIK LH410 con capacidad de 10 ton, SANDVIK LH 517 de 17 ton y Epiroc ST1030 de 10 ton.



Figura 31. Scooptram LH410 de la marca Sandvik. (Sandvik, Cargadores, 2024)



Figura 32. Scooptram cargando un camión de bajo perfil

- **Camión de Volteo:** Los camiones convencionales son de tipo volteo, el motor es de diésel y la caja tiene una capacidad de 15 ton aproximadamente (Figura 33), su objetivo es acarrear el mineral del rebaje al stockeadero. La pala los llena de mineral en el cargadero fuera del rebaje, la caja del camión se llena con 2 o 3 cucharones dependiendo el tamaño de la pala que esté cargando. Una vez cargado se dirige a superficie, donde saliendo del socavón se encuentra una balanza que lleva el registro en peso del mineral que sacan en cada viaje, descarga en una criba que separa el mineral que se dirigirá a la primera etapa de conminución. Una vez descargado, el camión vuelve a pasar a una balanza antes de entrar nuevamente a mina. El número de viajes de un camión varia, dependiendo la distancia que se recorre, disponibilidad de mineral, la capacidad del operador que los está cargando.



Figura 33. Camión de volteo (Ruversa, 2024)

- **Camión de servicios:** Este se caracteriza por ser un equipo móvil que suministra insumos como diésel, aceite almo, y lubricantes (Figura 34), coloquialmente lo llaman marimba. Diseñado para acercarse a las áreas donde se encuentran los equipos que requieran de dichos servicios, con el fin de propiciar el correcto funcionamiento de la maquinaria. La tarea de este equipo es de suma importancia, durante el turno realiza el recorrido yendo a las áreas donde se encuentran los equipos: jumbos, palas, amacizadores, principalmente, los equipos de levante y camiones tienen la facilidad de acercarse a los talleres en caso de que requieran algún servicio, pero los equipos mencionados anteriormente el tiempo de traslado de un lugar a otro es mucho mayor, es por eso que la marimba se encarga de acercarse cada turno, para evitar los paros por falta de diésel, y la constante lubricación para evitar daños en el equipo.



Figura 34. Orquesta de lubricación con camiones yucle (SERRETECNO, 2013)

- **Transportador:** Es un vehículo especializado para el transporte de explosivo interior mina (figura 35), cumple altas normas de seguridad, cuenta con dos compartimientos cerrados recubiertos de madera para mantener seco el explosivo, uno de ellos guarda el alto y agente explosivo (emulsiones y ANFO a granel) y el otro para los artificios (noneles, cañuelas, cordón detonante). Este sale del polvorín y llega directo a los rebajes para comenzar las actividades de cargado de voladuras, debe circular a una velocidad no mayor a 20 km/h, y ser conducido solamente por personal calificado.



Figura 35. Camión transportador de explosivo interior mina. (MAELF, 2024)

A continuación, en la tabla 4 se muestra un resumen con la información ya mencionada de cada uno de los equipos y sus debidas especificaciones:

EQUIPOS	Especificaciones
Jumbo hidráulico	Máquina perforadora que, mediante funciones de rotación, avance, percusión realiza barrenos.
Anfoloader	Equipo encargado de distribuir la mezcla de ANFO mediante una olla de presión que comprime el Agente explosivo en los barrenos cargados mediante una manguera.
Amacizador	Equipo con brazo hidráulico y martillo que hace la función de amacice para desprender de manera controlada rocas.
Scooptram	Cargador con cucharón frontal que apoya en actividades de planillas, rezagado, relleno de rebaje, balastreo, limpieas.

Camión de Volteo	Camión con capacidad de transportar 15 toneladas de mineral en la caja, el cual traslada del rebaje hacia el stock en superficie.
Orquesta	Equipo móvil encargado de surtir el consumo de diésel, lubricantes, aceites para mantener el rendimiento de los demás equipos.
Transportador	Equipo móvil que como su nombre indica, transporta el explosivo del polvorín hacia el rebaje donde se utilizará.

Tabla 5. Equipos que son utilizados en el ciclo del minado

3.6 ANÁLISIS FODA

Un análisis FODA “es una valiosa herramienta que apoya el proceso de planeación estratégica de una organización, su importancia consiste en la evaluación de los puntos fuertes y débiles dentro de los ambiente internos y externos de una organización, con la finalidad de contar con un diagnóstico de sus condiciones de operación.” (Rojas, s.f.). A continuación, se presenta el análisis FODA del proyecto, y un gráfico que resume dicho análisis:

FORTALEZAS:

- La empresa y el sindicato en conjunto, se encargan de darles las mejores capacitaciones al personal, además con los años de experiencia han desarrollado un criterio objetivo, así como conocimientos técnico-operativos que dominan a la perfección. Esto genera que la calidad de trabajo sea alta, e incluso los supervisores toman en cuenta sus comentarios y opiniones para la toma de decisiones.
- La cantidad de equipos disponibles para cada una de las operaciones unitarias son suficientes para cubrir el ciclo de minado, además que los modelos son de excelente calidad.
- El método de corte y relleno como ya se explicó con anterioridad, ofrece mayor estabilidad debido al relleno, además de que la empresa prioriza mantener las condiciones de áreas de trabajo en base a la normativa exigida por el departamento de Seguridad e Higiene, por ejemplo, la correcta ventilación y flujo de aire en mina, a todo personal se le proporciona el

EPP sin excepciones, la correcta planeación y seguimiento de mantenimiento preventivo de equipos, la constante evaluación por parte de mecánica de rocas en obras así como inversión en fortificación.

DEBILIDADES:

- La cantidad de rebajes asignados para la supervisión es variada, en muchos casos la distancias entre estos rebajes es muy lejana por lo que los tiempos de traslado entre otros factores reducen el tiempo efectivo de supervisión en campo. Esto provoca que durante un turno se visite una sola ocasión a cada uno de los operadores, en consecuencia, la calidad de supervisión baja.
- La demanda de equipos que recibe el departamento de mantenimiento es demasiado alta, equipos que se dañan durante el turno por un mal uso, así como los que están programados para el mantenimiento preventivo o correctivo. Existen dos factores por los que se les puede dar un mal mantenimiento a estos, por cuestión de tiempo o un mal diagnóstico. En ocasiones, por parte del departamento operativo es de urgencia que den por disponible un equipo para no atrasar más el proceso lo que ocasiona que no se le dé un mantenimiento a profundidad o de manera correcta y el tiempo en taller no es suficiente, o bien, un mal diagnóstico por parte de personal en taller, aunque el operador que reporta el equipo les comenté sobre la posible falla, puede ocurrir que no sea la real. También hay casos en los que no se cuenta con las refacciones, piezas o herramientas para solucionar una falla, por lo que lo solucionan de manera momentánea, pero sin corregir la falla en su totalidad.

AMENAZAS:

- Las cuadrillas de personal sindicalizado están limitadas, es decir, a cada uno de ellos se le capacita en base al tiempo y habilidades que vayan desarrollando para que opere un equipo en específico. Suele ocurrir que en ocasiones no se presenten a las áreas de trabajo, por lo que no hay quien reemplace el pueble de esta persona. Quedando equipos y/o actividades sin poblar, ocasionando un retraso operativo de por lo menos un turno.

- En un equipo de trabajo es fundamental la comunicación entre los miembros de este, el no poder transmitir de manera correcta un mensaje puede generar malentendidos, es muy importante que al momento de “pasar pueblo” un supervisor a otro sea lo más exacto posible, es decir, describir de manera detallada las condiciones en las que se encuentra el rebaje para que los pueblos del supervisor en turno siguiente le den continuidad al rebaje sin contratiempos.
- Los costos operativos de este método son altos, es por eso que el personal debe de estar altamente capacitado con el manejo de recurso, saber cómo, dónde y a qué áreas darles prioridad en base a lo planeado. Una mala toma de decisiones conlleva a dinero gastado sin remuneraciones.

OPORTUNIDADES

- Como se mencionó en el apartado de amenazas, las capacitaciones para personal están limitadas a un solo equipo o área, considero que una buena oportunidad es brindar por lo menos 2 capacitaciones en distintos equipos para cada uno de los colaboradores, esto amplía las posibilidades de pueblos en caso de la falta de personal.

- Algunas ocasiones el supervisor trae en mente datos, desarrollo del ciclo, o cualquier información de suma importancia, como ya se mencionó, para un buen proceso operativo hay que ser lo más detallistas y exacto posible al momento de compartir información. Es por eso que se pueden implementar formatos que contengan la información de manera precisa de lo que se requiera saber, además de llevar un registro de actividades, son prácticos para entenderlos de manera visual por asesores, supervisores, o personal que esté interesado.



Figura 36. Gráfico resumen del análisis FODA. (Rojas, s.f.)

3.7 BENEFICIOS ESPERADOS

Mediante las problemáticas observadas se busca el mejoramiento de los procedimientos operativos para la extracción de mineral en rebajes de corte y relleno, fomentar las buenas prácticas, y hacer buen uso de las herramientas de seguridad. Se espera incrementar la producción en tonelaje para cada corte, es decir, aumentar el tonelaje que produce cada uno de los barrenos hechos en mineral. En cuanto a los costos operativos se espera mantener la inversión del recurso y hacer buen uso de estos.

3.8 RECURSO HUMANO Y TÉCNICO

Para alcanzar el objetivo definido se requirió de un equipo de trabajo, compuesto por personal con habilidades y conocimientos que al trabajar en conjunto contribuyeron al éxito del proyecto,

-Recurso Humano

El proyecto fue desarrollado bajo la coordinación del ingeniero César Alexes Cruz, asesor de operación en mina vetas quien otorgó el recurso, así como proporcionar el apoyo para su uso y manejo específicamente para este proyecto, junto al personal de confianza del departamento de operación específicamente supervisores, colaboradores que brindaron información operativa y apoyo para la obtención de datos, además, de áreas como geología, planeación, centro de operaciones mineras que fueron fundamentales para la obtención de análisis de datos.

-Equipo técnico

Bases de datos con bitácoras de los jumbos que indican la cantidad de barrenos que se hacen en los rebajes día con día en el mes de diciembre, enero y febrero, base de datos con el registro de tonelaje extraído en los rebajes durante los meses de diciembre, enero y febrero, cantidad de explosivo empleada para las voladuras en cortes y ampliaciones, toma de tiempos y movimientos del equipo de barrenación para medir la productividad, levantamientos topográficos, equipo de protección personal.

3.9 DIAGRAMA DE GANTT DE ACTIVIDADES

Un diagrama de GANTT, es un gráfico que coloca el tiempo en uno de los ejes y en otro las actividades a desarrollar. Es una herramienta visual que muestra el tiempo y secuencia en la que se ejecutan dichas actividades de todo un paquete de trabajo (Pastor, 2011).

Se elaboró un diagrama de Gantt para la planificación del proyecto y así poder darle seguimiento a cada una de las actividades que conformaron su desarrollo (Tabla 5):



Diagrama de GANTT para elaboración de Proyecto

ACTIVIDAD / SEMANA	DICIEMBRE				ENERO				FEBRERO			
	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
INDUCCIÓN DE SEGURIDAD		■										
RECORRIDO EN MINA			■									
PLANTEAMIENTO DE PROYECTO				■								
FAMILIARIZACIÓN DE ÁREAS				■	■							
ANÁLISIS Y EVALUACIÓN DE PROYECTO					■							
SUPERVISIÓN DE BARRENACIÓN						■						
SEGUIMIENTO DE CARGADO DE YOLADURAS EN CAMPO						■						
DESCANSO							■					
MEDICIÓN DE PRODUCTIVIDAD DE EQUIPOS DE BARRENACIÓN								■	■			
ANÁLISIS DE RESULTADOS										■		
ELABORACIÓN DE REPORTE										■	■	

Tabla 6. Diagrama de Gantt.

Mi llegada a la unidad se dio en la tercera semana de diciembre. Previo a esto, se realizó una inducción de seguridad en el distrito Fresnillo, donde se me brindó una capacitación para conocer los principales riesgos y peligros que pueden presentarse en mina, así como los conocimientos básicos de seguridad e higiene. Una vez instalada en la unidad San Julián, la última semana de diciembre y la primera de enero estuvieron dedicadas completamente a realizar recorridos junto a los supervisores en turno, con el objetivo de familiarizarme con las áreas, el personal y el proceso del ciclo de minado.

Los recorridos en mina consistieron en acompañar al supervisor, quien resolvía las dudas que surgían sobre el método de explotación, el desarrollo del ciclo en un rebaje, así como la supervisión de obras y actividades. Por otra parte, el personal operativo me brindó apoyo enseñando conceptos técnicos, el funcionamiento y las partes de los equipos.

Una vez que adquirí conocimiento general sobre los rebajes de corte y relleno, se le planteó el objetivo del proyecto. Durante el resto del mes de enero, me enfoqué en integrarme a las actividades de barrenación y voladura, acompañando durante todo el turno al personal operativo asignado a estas tareas. Esta experiencia me permitió observar de cerca cómo se llevaban a cabo las actividades, tomar datos como tiempos de barrenación y cargado, cantidad de explosivo empleado, y registrar demoras por turno. Esto me facilitó la comprensión práctica de las problemáticas, y permitió junto con mi asesor plantear posibles soluciones para alcanzar el objetivo principal, trabajo que se consolidó durante la última semana de enero y la primera de febrero.

En la segunda semana de febrero, me enfoqué en evaluar los resultados en los cortes donde se implementaron las mejoras para atender las áreas de oportunidad previamente identificadas. Este trabajo implicó la recopilación de datos en campo y el análisis de información proporcionada por el departamento de planeación, que incluyó levantamientos topográficos de los cortes del mes en curso. Además, el centro de operaciones me facilitó bases de datos con el registro de barrenos hechos por turno, lo que me permitió calcular el tonelaje real por barreno. Con toda esta información, elaboré el reporte final que fue presentado a los asesores y al área de Recursos Humanos, el cual sirvió para evaluar mi estancia en mina San Julián.

3.9.1 HERRAMIENTAS PARA LA TOMA DE DECISIONES

El trabajo en campo representó una herramienta fundamental para la toma de decisiones, ya que la observación directa y detallada de las actividades permitió identificar errores y áreas de oportunidad que pudieron ser corregidas. Además, el Análisis FODA del proyecto desempeñó un papel clave en la planificación estratégica, al facilitar la evaluación de los puntos fuertes y débiles del entorno operativo y permitir un diagnóstico preciso de las condiciones de trabajo.

En una primera etapa, me enfoque en familiarizarme con la Mina Vetas, comprendiendo el funcionamiento de la operación y siguiendo de cerca las actividades diarias de los supervisores. Para ello, permanecí turnos completos en un solo rebaje, con el objetivo de analizar el manejo de distintos equipos desde el punto de vista operativo, mantener una interacción constante con el personal y resolver dudas sobre el método de explotación y los procesos involucrados en la extracción del mineral. Durante este proceso, el Análisis FODA permitió identificar fortalezas clave, como la capacitación del personal y la disponibilidad de equipos de alta calidad, factores que contribuyeron al mantenimiento de un alto nivel de desempeño en la operación.

Una vez comprendidos estos aspectos y alineado con el objetivo del proyecto, centre mis esfuerzos en colaborar con el personal encargado de las actividades de barrenación y voladura, principalmente durante los turnos. En esta etapa, se recopilaron datos en campo, tales como la productividad de los equipos en operación, la cantidad de explosivo utilizado en las voladuras de corte y relleno, y medición de las dimensiones en los rebajes, incluyendo la altura y el ancho de las obras, además del seguimiento al ciclo de minado. No obstante, el Análisis FODA evidenció ciertas debilidades, como el tiempo limitado de supervisión debido a la distancia entre rebajes y la alta demanda de mantenimiento en los equipos. Estas observaciones fueron fundamentales para proponer estrategias que optimizaran la supervisión en campo y mejoraran la gestión del mantenimiento, reduciendo así las fallas operativas.

Con base en los hallazgos, se propusieron diversas acciones para resolver las problemáticas que obstaculizaban el cumplimiento del objetivo del proyecto, considerando también las oportunidades identificadas en el Análisis FODA. Entre estas acciones destacan la propuesta de capacitaciones en múltiples equipos para ampliar la versatilidad del personal y la implementación de formatos estandarizados para mejorar la comunicación y el registro de información entre turnos de supervisión.

Por otra parte, el Análisis FODA también resaltó amenazas relevantes, como la falta de reemplazos en caso de ausencias del personal, lo que genera retrasos en el proceso productivo, o los altos costos operativos del método de corte y relleno, los cuales requieren una administración eficiente de los recursos.

Con base en este diagnóstico, se reforzaron estrategias orientadas a optimizar la distribución del personal y mejorar la planificación de recursos, lo que permitió una operación más eficiente.

Para el análisis de resultados, se contó con el apoyo del departamento de Planeación y del Centro de Operaciones Mineras (COM), quienes proporcionaron información clave, como bitácoras y levantamientos topográficos, necesarios para evaluar los avances en la operación. Gracias a la implementación del Análisis FODA, se logró un enfoque estructurado en la toma de decisiones, garantizando que cada estrategia estuviera respaldada por un diagnóstico claro de las fortalezas, debilidades, oportunidades y amenazas del proyecto.

4. ANÁLISIS Y DESARROLLO DE CASO DE ESTUDIO

Los rebajes de Veta Última Tierra extraídos mediante el método de corte y relleno considerados para el desarrollo de este proyecto, se muestran en la Tabla 6, indicando el presupuesto para el mes de Febrero:



Características de rebajes de "VETA ULTIMA TIERRA (VUT)"

MINERA SAN JULIÁN
DEPARTAMENTO DE MINA-OPERACIÓN



	Reb. 2120 W- VUT		Reb. 2120 C- VUT		Reb. 2120 E - VUT		Reb. 2200 - VUT		Reb. 2250 - VUT	
LONGITUD REBAJE	103	mts.	88	mts.	100	mts.	104	mts.	145	mts.
ANCHO SECCIÓN	4.5	mts.	4.5	mts.	4.5	mts.	4.5	mts.	4.5	mts.
POTENCIA VETA	1.1	mts.	1.1	mts.	1.1	mts.	1.2	mts.	1.1	mts.
ALTURA REBAJE	5.5	mts.	5.5	mts.	5.5	mts.	5.5	mts.	5.5	mts.
ANCHO MINADO	1.3	mts.	1.3	mts.	1.3	mts.	1.4	mts.	1.3	mts.
ALTURA CORTE	1.5	mts.	1.5	mts.	1.5	mts.	1.5	mts.	1.5	mts.
DILUCIÓN	15%		20%		15%		15%		15%	
Au g/ton	1.58		0.48		1.17		0.83		1.32	89
Ag g/ton	255		178		145		146		1.80	160
CALIDAD ROCA	mala		mala		mala		mala		mala	
Densidad (g/cc)	2.5		2.5		2.5		2.5		2.5	

Tabla 7. Características de rebajes de Corte y Relleno en Veta Ultima Tierra

4.1 FACTORES ENCONTRADOS DURANTE EL ANÁLISIS

Los principales factores identificados en campo como áreas de oportunidad para la mejora, que contribuirán al cumplimiento del objetivo del proyecto, son los siguientes:

4.1.1 Desviación en barrenos

Se observó que los cortes en mineral salían con cabezas bajas, como se observa en la Figura 37, por lo que es necesario realizar un trabajo adicional en la barrenación y/o voladuras, lo que incrementa el costo de todo lo que implica dichas actividades como acero, explosivo, además del retraso del ciclo, en consecuencia, no se cumple con la producción de tonelaje por día que requiere la planta.

Las cabezas bajas se deben a que no existe paralelismo entre barrenos, esto se genera por distintas causas tales como uso nulo de faineros, inclinómetro de la pluma, criterio inadecuado del operador, falla mecánica en el equipo.



Figura 37. Cabeza baja quedada por mala voladura.

4.1.2 Mala aplicación de la plantilla de barrenación

Se diseñaron plantillas de barrenación en base a la potencia de la veta, sin embargo, se observó que los operadores no hacían los barrenos de manera adecuada ya que los supervisores no le daban el seguimiento a dicha actividad, además, la barrenación se deja a criterio de los operadores de jumbo puesto que no se marca con exactitud donde irán los barrenos.

Los casos observados fueron los siguientes:

- Barrenación a tresbolillo con 3 barrenos para vetas muy angostas (menos a 60 cm).
- Barrenos acomodados de forma lineal sobre la línea de barrenación cuando la potencia es menor a 30 cm.
- Barrenación sin respetar el bordo de 1 m – 1.2 m (Figura 38).

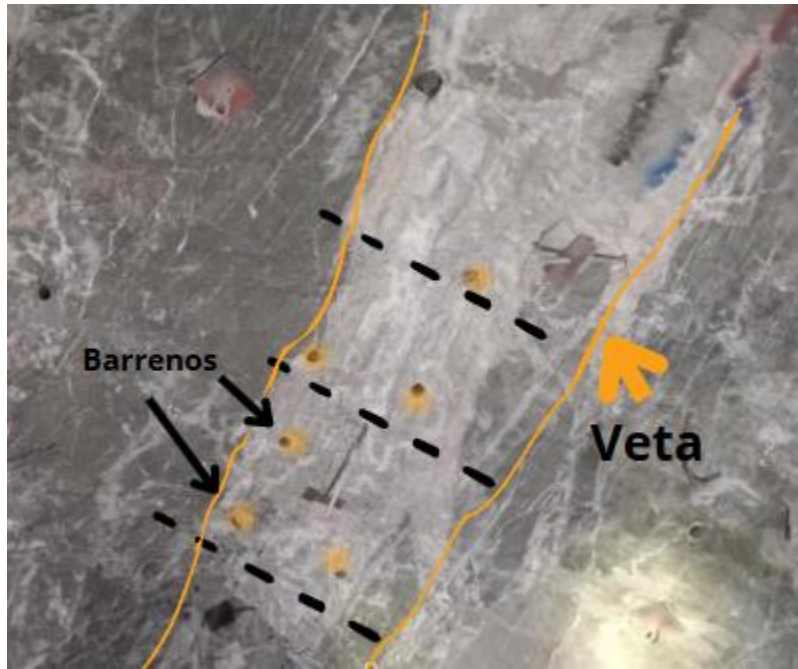


Figura 38. Vista superior de mal uso de plantilla de barrenación.

4.1.3 Mala reportabilidad

Los operadores de jumbo son los encargados de reportar a final de turno la cantidad de barrenos en tepetate, mineral y post corte hechos, para el caso de los oficiales de voladuras, es el número de barrenos cargados en cada rebaje por turno, sobre todo los de mineral, pero también los de ampliaciones para llevar un control de explosivo. En ocasiones estos datos pueden ser erróneos, debido a un mal conteo, o incrementarse ellos mismos el número de barrenos ya que su salario depende del número de barrenos realizados, a lo que llaman por destajo.

Estos reportes se hacen llegar al Centro de Operaciones Mineras (COM) y al momento de realizar un análisis y evaluación sobre el número de barrenos y el tonelaje total de un corte suele ser elevado el número de barrenos, por lo que el cociente del $\frac{\text{tonelaje}}{\text{barrenos}}$ es menor al real.

4.1.4 Criterio inadecuado del personal

Existen procedimientos que se deben de seguir para realizar las actividades específicas de barrenación y voladura, sin embargo, existen ocasiones en que es necesario que los operadores implementen su criterio ya que las condiciones de las áreas de trabajo cambian constantemente y no existe un procedimiento para cada situación en específico, así que se brinda la confianza hacia el personal operativo de poder implementar acciones a su consideración para obtener mejores resultados, ya que cuentan con experiencia suficiente para desarrollar un criterio.

En ocasiones, los resultados no son como se esperan, ya que buscan la practicidad de realizarlo de manera rápida y por ende la calidad del trabajo baja. En el caso de jumberos, la calidad de barrenación se ve reflejada en la desviación, inclinación y basculamiento incorrecto, cantidad de barrenos innecesarios o barrenos hechos en lugares incorrectos.

Para los encargados de voladuras, aplica en el cargado de los barrenos, cada oficial en turno lo hace de distinta manera, la numeración con noneles *ms* que se le da a cada uno de los barrenos es la misma, pero en el amarre con cordón detonante y cañuelas cada personal lo realiza como cree más conveniente, un mal amarre genera que la voladura no tenga salida por lo que se realizan re trabajos en el mineral quedado o cabezas bajas, por ende aumentan los costos operativos y retrasa la producción presupuestada.

4.1.5 Falta de eficacia en equipo ANFO loader

Una de las principales causas que no permite el aumento de tonelaje por barreno, es directamente con el equipo ANFO loader para el cargado de barrenos con agente explosivo. El proceso con este equipo consiste en vaciar el polvo en una olla de presión el cual lo comprime al instante de cargar los barrenos mediante una manguera. La disponibilidad de estos equipos destinados al corte y relleno no eran eficientes, ya que la presión de aire estaba por debajo de la que se requiere (menor a 90 bar), por lo que el anfo no se comprime lo suficiente y tiende a regarse, en consecuencia, se altera la cantidad de la carga de columna estimada para el diseño de voladura y se obtienen barrenos quedados conocidos como “chocolones” los cuales generan las cabezas bajas.

4.1.6 Aceleración en el ciclo de minado

Un problema que se presenta ocasionalmente es la falta de cumplimiento del ciclo de minado en tiempo y forma conforme a lo planeado mensualmente. Es decir, se generan retrasos en alguna de las etapas del ciclo y, como consecuencia, se acelera el ritmo de trabajo en otras fases para compensar el tiempo perdido.

Esta urgencia por obtener mineral para la extracción provoca que las actividades de barrenación y/o voladura se realicen con demasiada prisa, lo que impide llevarlas a cabo de manera adecuada. Como resultado, se obtienen voladuras deficientes y obras de mala calidad o irregulares que no cumplen los estándares. Para corregir estas deficiencias, es necesario ejecutar trabajos secundarios que implican un mayor consumo de tiempo, recursos y costos operativos.

4.2 PROPUESTAS DE MEJORA

A continuación, se presentará de manera detallada el conjunto de acciones implementadas con el objetivo de mejorar los resultados de la barrenación y voladura. Es importante señalar que, durante el análisis y ejecución de dichas acciones, los factores considerados como áreas de oportunidad mencionados en el punto anterior fueron descartados gradualmente, esto se debe a que fueron resueltos de forma paralela a las estrategias aplicadas o bien de manera directa. Esto permite enfocarse en los aspectos que realmente representaban un obstáculo para alcanzar los objetivos planteados, buscando la optimización de tiempo y recursos disponibles.

4.2.1 Control en plantillas de barrenación

Para controlar el problema con la barrenación, se agregó un nuevo marcaje en las tablas del lado derecho de los rebajes, para que los operadores tomen como referencia estas líneas y realicen los barrenos uniformemente, para evitar las “cabezas bajas” en los cortes o “panzas” en las tablas al momento de realizar las ampliaciones.

Se marcan líneas de color rojo a cada metro de distancia junto el número a la unidad de metro correspondiente, siendo 0 m el fondo de rebaje y va incrementando hacia el acceso del rebaje. Se puede observar en la Figura 39 que la primera línea del lado izquierdo tiene marcado el número 17

m, y va disminuyendo una unidad hacia la derecha terminando en 14 m, dando a entender que hacia esa dirección se va adentrando al fondo del rebaje.

También está marcado el echado de la veta, el cual lo realiza geología y depende de la morfología del yacimiento, es importante fomentar el uso de inclinómetro obligatorio para verificar la inclinación de la pluma en cada barrenos coincida con el echado de la veta. (Figura 40). Otro marcaje que se implementó es el de basculamiento el cual debe de coincidir con el de la pluma del jumbo y ser el mismo (55°) en todos los barrenos para que puedan tener salida en la voladura, se marcara cada 10m.

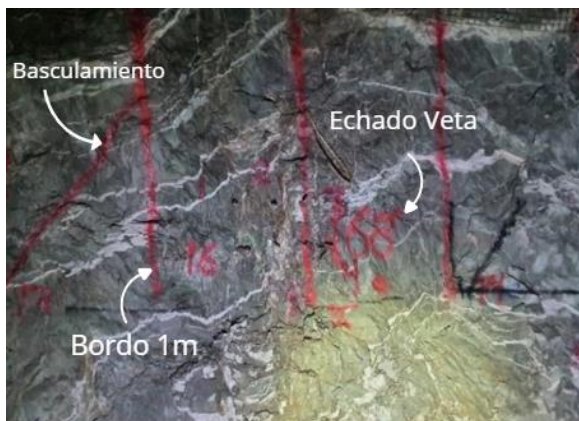


Figura 39. Marcaje en tabla de basculamiento, inclinación y bordo de barrenación.

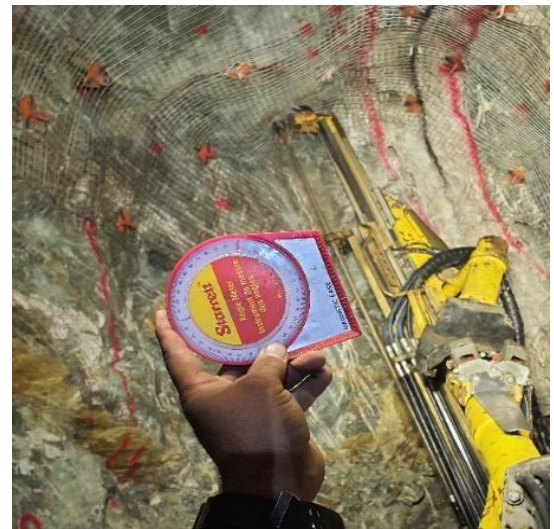


Figura 40. Uso de inclinómetro para comprobar la inclinación de adecuada de barrenos.

Para evitar un registro erróneo de la cantidad de barrenos, los supervisores se comprometieron a contar todos los barrenos hechos durante su turno, clasificándolos en barrenos de mineral, tepetate y postcorte para un mejor registro. Por último, la medida que se implementó fue que los jumberos marcaran con aerosol su nombre en la línea a partir de donde comienzan y finalizan su barrenación en turno, para obtener el conteo real de barrenos que realizaron. Estas buenas prácticas harán la diferencia a largo plazo, es indispensable que se convierta en un hábito para ambas partes, tanto supervisión como personal operativo, así como propiciar la comunicación efectiva y una buena retroalimentación.

4.2.2 Rediseño de cuña

Anteriormente los barrenos de la cuña se hacían con el mismo basculamiento que los barrenos de corte, es decir, a 55°. Sin embargo, el levantamiento de las cuñas no era el suficiente para darle una buena salida al corte. Es por eso que se implementó barrenar a 90° solamente la cuña y realizar una voladura exclusiva de esta, con el objetivo de que la cara libre de los barrenos de producción tenga mayor área y a su vez la altura de levantamiento del corte sea más alta. Cabe mencionar, que el ancho de la cuña con base en la potencia de la veta, pero en el caso de vetas angostas complica la salida, es por eso que se propone ampliarla más o agregarle unos barrenos según el caso. Con estas modificaciones se busca obtener un incremento del volumen de mineral en las voladuras por la misma cantidad de barrenos.

4.2.3 Controles para el mejoramiento en el mantenimiento de equipos

Con la finalidad de evitar retrasos y paros operativos de actividades, debido a daños mecanizados en los equipos (jumbos, anfo loader principalmente), se llegó a un acuerdo con el departamento de mantenimiento. Darles prioridad a dichos equipos cuando lleguen al taller, ya que los jumbos son la principal fuente de producción, al estar parados no generan barrenos, en consecuencia, no se puede extraer el mineral. Por otra parte, para los equipos anfo que cuenten solamente con un pulmón en el compresor, se les implementara otro para que llegue a la presión de aire ideal y se pueda comprimir el anfo a granel en los barrenos para que quede intacto sin “chorrearse”.

Por último, se diseñó un formato de entrega de recepción, para que el llenado de este comprometa al personal de mantenimiento que se está entregando en condiciones el equipo al operador y este a su vez valide el correcto mantenimiento, se busca fomentar la comunicación efectiva y el correcto mantenimiento para darle salida del taller. También se propone realizar periódicamente revisiones a los anfo loader, en donde se le dé seguimiento a los puntos que afecten en el cargado directamente, junto con el departamento de operación.

4.2.4 Capacitación del personal

Se consiguieron capacitaciones impartidas por los expertos de Orica sobre el uso y manejo de explosivos destinadas al personal de voladuras y supervisores, para reforzar conocimientos teóricos en conjunto con los empíricos, con el objetivo de desarrollar una capacidad de análisis que permita que se ejecuten las voladuras de manera adecuada y mitigar errores que pueden comprometer los resultados de esta. También se propone incrementar la versatilidad del personal para que tengan la capacidad de operar múltiples equipos, y en el caso de falta de personal se tenga la practicidad de cubrir todos los pueblos prioritarios sin excepciones, esto nos evita tener paros de equipos y retraso del ciclo.

4.2.5 Supervisión de manera más consciente

La clave para evitar retrasos y deficiencias en el ciclo de minado es contar con una supervisión adecuada y constante en cada etapa del proceso. Una planeación detallada debe complementarse con un monitoreo diario del avance y del cumplimiento de los procedimientos establecidos.

Una supervisión efectiva permite detectar desviaciones a tiempo, evitar la ejecución apresurada de tareas críticas como la barrenación y voladura, y asegurar que las actividades se realicen con la calidad requerida. De esta forma, se garantiza el cumplimiento del plan de minado, se reducen los retrabajos y se optimizan los recursos operativos.

5. RESULTADOS

Los resultados de las propuestas de mejora se evaluaron de manera directa en campo mediante el monitoreo de actividades en los rebajes. Los controles implementados para las plantillas de barrenación dieron resultados muy favorables, el desempeño del operador tuvo mejorías debido a la buena retroalimentación por parte del supervisor, se verificó el paralelismo entre barrenos con el uso correcto de faineros (Figura 41), por lo que se disminuyeron considerablemente las cabezas bajas a lo largo de los cortes, obteniendo cortes más uniformes sin barrenos quedados con el máximo aprovechamiento de la veta.



Figura 41. Uso de faineros para comprobar inclinación y paralelismo.

El rediseño de la cuña fue un reto, hubo mucha resistencia al cambio por parte de los jumberos, así como de los oficiales de voladura. Para que la barrenación se hiciera a 90° , la altura del rebaje tiene que permitir que la pluma del jumbo tenga esa basculación (Figura 42), por lo que se debe de mantener una altura de aproximadamente 5 m, solamente en área en la que se posicione el jumbo para realizar la cuña.



Figura 42. Jumbo barrenando cuña en corte de mineral.

En el caso de la voladura de la cuña, hubo algunos trabajos complementarios debido a los barrenos quedados en un principio por la mala compactación del agente explosivo, una vez que se restauró la compresión de los equipos anfoloader, permitió un mejor cargado y salida de la cuña, la cual se llegó a levantar hasta 1.5 m por si sola, generando mayor área de la cara libre disponible para el corte de mineral. Por falta de costumbre, el proceso de implementación de esta propuesta fue muy lento, para poder llegar a los resultados esperados fue casi hasta el final de mi estancia donde se vieron reflejados.

Para el monitoreo del uso correcto de la plantilla de barrenación se comparó con el procedimiento ya establecido. El conteo de barrenos se clasificó en mineral, tepetate y postcorte. El cual se ve de la siguiente forma (Figura 43):

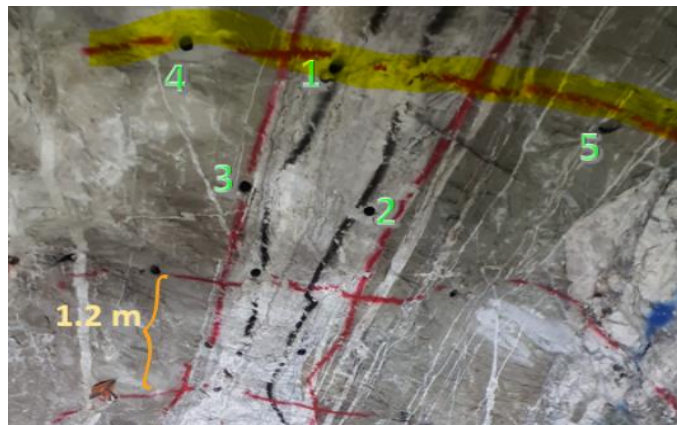


Figura 43. Vista superior de barrenación en veta con potencia menor a 70 cm

Se observa una veta angosta con un bordo de 1.2 m, por lo que el barreno 1 y 2 están a tresbolillo, mientras que el 3 está destinado al postcorte, el 4 es de ampliación en el alto de la veta y el 5 de ampliación al bajo, en la fotografía no se observa, pero restan 2 barrenos más de ampliación consecuentes al número 5, es decir se tienen tres barrenos de ampliación al bajo.

En este otro caso (Figura 31) se tiene una veta con una potencia mayor a 70 cm, donde aumenta la cantidad de barrenos en el espaciamiento, la configuración a tresbolillo tiene 2 barrenos sobre la línea del espaciamiento y uno en el centro. El barreno de postcorte se mantiene, así como ampliaciones.



Figura 44. Vista superior de barrenación en veta con potencia mayor a 70 cm.

Se puede observar que se respecto al procedimiento de barrenación, dependiendo la potencia de la veta, cada caso es particular por lo que se vio involucrado el criterio del operador.

Para poder comparar los resultados reales, se realizan escaneos en los rebajes y levantamientos topográficos, antes del cargado de voladura con el relleno y post voladura después de disparar ampliaciones para realizar una comparación real de toneladas obtenidas por barreno. Se obtuvo la altura real que levantó el corte de mineral, así con esta información se calcula el volumen de mineral que salió en la voladura. Anteriormente se obtenían alturas hasta de 1 m, actualmente con los controles implementados en este proyecto, se alcanzaron alturas de hasta 1.6 m, lo que asegura mayor obtención de tonelaje de mineral de interés.

A continuación, se muestran los levantamientos de los últimos cortes de algunos rebajes de Última Tierra:

- Rebaje Nivel-2120 Oriente de Veta Última Tierra (**Reb. 2120 E VUT**)
- La altura promedio de cinco cortes fue de 1.6m, el último corte alcanzó los 1.9 m



Figura 45. Vista en planta de rebaje 2120 E VUT. (geología, 2024)

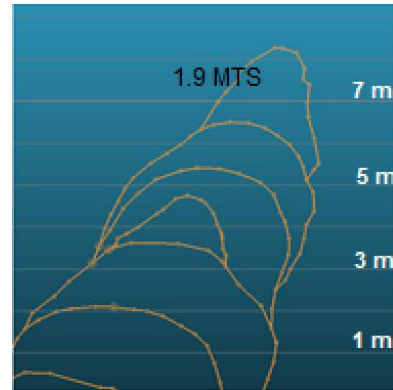


Figura 46. Vista transversal de las alturas de cada corte en Reb. 2120 E VUT (geología, 2024)

- Rebaje Nivel-2200 de Veta Última Tierra (**Reb. 2200 VUT**)

La altura promedio de los cortes es de 1.6 m, sin embargo, se ha alcanzado un levantamiento de 1.9 m en el último corte.



Figura 48. Vista en planta de rebaje 2200 VUT. (geología, 2024)

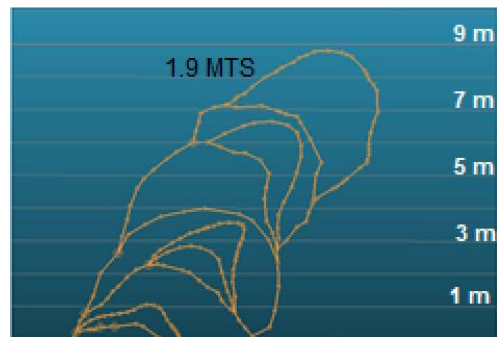


Figura 47. Vista transversal de las alturas de cada corte en Reb. 2200 VUT (geología, 2024)

- Rebaje Nivel-2250 de Veta Última Tierra (**Reb. 2250 VUT**)

La altura promedio de cinco cortes fue de 1.7 m. Sin embargo, una de las mejores alturas alcanzada fue de 2.05 m en promedio, pero del último corte fue solamente de 1.1 m.

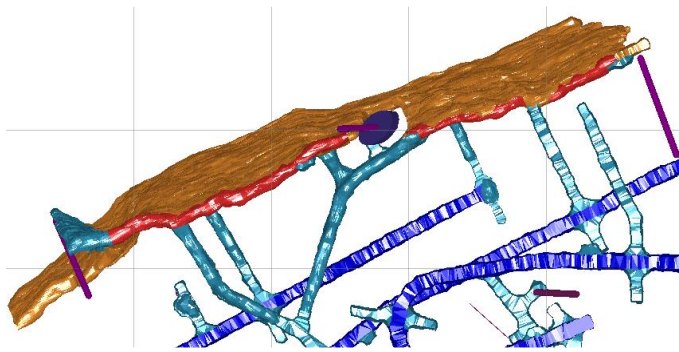


Figura 49. Vista en planta de rebaje 2250. (geología, 2024)

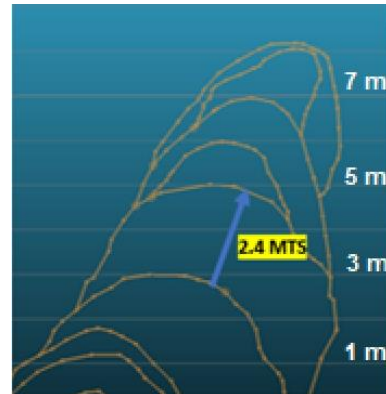


Figura 50. Vista transversal de las alturas de cada corte en Reb. 2250 VUT. (geología, 2024)

A continuación, se presentan las dimensiones del cajón que se forma por el corte de la veta en los rebajes de Última Tierra en el mes de febrero, así como el tonelaje del corte obtenido de la báscula:

PERFIL LEV. ANTES A VOLADURA	—
PERFIL LEV. DE CAJON	—
ACC -VUT-	—

Figura 51. Simbología del perfil del rebaje

- Rebaje Nivel-2120 Oriente de Veta Última Tierra (**REB-VUT-2120 E**)

Longitud De corte = 140 m

Ancho real prom. = SE LEVANTÓ CON AMPLIACIONES

Altura real prom. = 1.9 m

Fecha lev.: 18-02-2024

VOLUMEN BÁSCULA = 1,366 TON



Figura 52. Vista longitudinal de corte en rebaje 2120 E. (geología, 2024)

- Rebaje Nivel-2120 Central de Veta Última Tierra (**REB-VUT-2120 CENTRAL**)

Longitud De corte = 80 m

Ancho real prom. = SE LEVANTÓ CON AMPLIACIONES

Altura real prom. = 2.0 m

Fecha lev.: 18-02-2024

VOLUMEN BÁSCULA = 647 TON

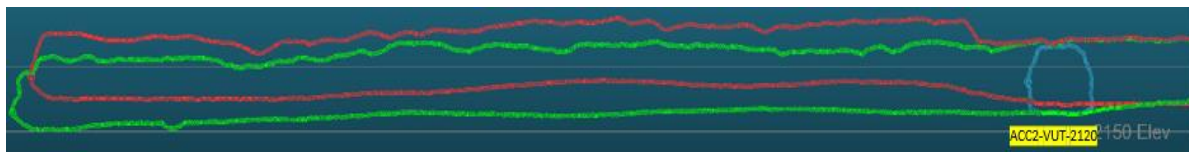


Figura 53. Vista longitudinal de corte en rebaje 2120 central. (geología, 2024)

- Rebaje Nivel-2120 Poniente de Veta Última Tierra (**REB-VUT-2120 WT**)

Longitud De corte = 70 m

Ancho real prom. = SE LEVANTÓ CON AMPLIACIONES

Altura real prom. = 1.8 m

Fecha lev.: 11-02-2024

VOLUMEN BÁSCULA = 983 TON



Figura 54. Vista longitudinal de corte en rebaje 2120 W. (geología, 2024)

- Rebaje Nivel-2200 de Veta Última Tierra (**REB-VUT-2200**)

Longitud De corte = 90 m

Ancho real prom. = 1.9

Altura real prom. = 1.9 m

Fecha lev.: 19-02-2024

VOLUMEN ESCANEEO = 851 TON

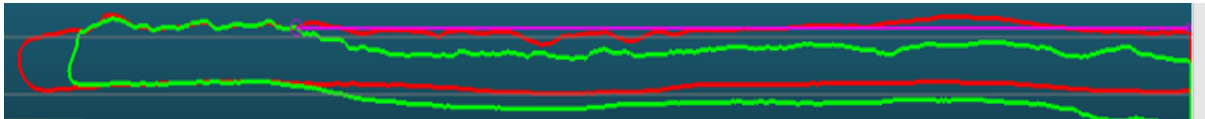


Figura 55. Vista longitudinal de corte en rebaje 2200. (geología, 2024)

- Rebaje Nivel-2250 de Veta Última Tierra (**REB-VUT-2250**)

Longitud De corte = 193 m

Ancho real prom. = 2.0 m

Altura real prom. = 1.9 m

Fecha lev.: 01-01-2024

VOLUMEN BASCULA = 1,639.5 TON

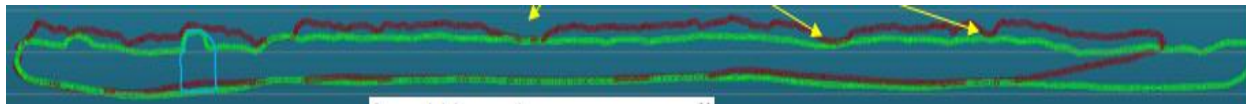


Figura 56. Vista longitudinal de corte en rebaje 2250. (geología, 2024)

Para el cálculo y monitoreo de esta información se consideró la barrenación y extracción de los meses de diciembre, enero y febrero, se compararon dos bases de datos compartidas por el Centro de Operaciones Mineras (COM) sobre las bitácoras de jumbos y registro de extracción, se relacionó la información para saber el tonelaje real en cada corte. A continuación, se presenta una tabla (Tabla 7) resumen, con la cantidad de barrenos de mineral, tepetate y postcorte en cada uno de los rebajes, así como el periodo en el que se realizó el corte de estos. Se obtuvo un promedio de 5.4 ton/barreno.

TON /BARRENO							
FECHA		REBAJE	#BARRENOS			TON	TON/BARRENO
DE	A		MINERAL	TEPETATE	POSCORTE		
05/12/2023	09/12/2023	2200_VUT_REB	230	491	110	998.37	4.34073913
06/12/2023	12/12/2023	VUT_2120_REB_E	296	873		1412.324	4.77136486
22/12/2023	27/12/2023	2250_VUT_REB	150	679	0	1157.18	7.71453333
01/01/2024	05/01/2024	VUT_2120_REB_C	277	541	108	1282.782	4.63098195
08/01/2024	10/01/2024	2200_VUT_REB	179	447	82	1091.459	6.09753631
08/01/2024	21/01/2024	2250_VUT_REB	280	1076	217	1634	5.83571429
10/01/2024	14/01/2024	VUT_2120_REB_E	323	859	139	1331.09	4.12102167
20/01/2024	24/01/2024	VUT_2120_REB_C	133			603.945	4.54093985
		sin disparar	123	692	121		
24/01/2024	01/02/2024	VUT_2120_REB_W	281	668	77	1266.043	4.5054911
02/02/2024	05/02/2024	VUT_2120_REB_E	271	503	100	1365.9	5.0402214
05/02/2024	06/02/2024	2200_VUT_REB	60	74	11	323.5	5.39166667
07/02/2024		2250_VUT_REB	60	170	22	493.5	8.225
08/02/2024	13/02/2024	2200_VUT_REB	281	450	107	1282.1	4.56263345
TON/BARRENO							5.4346

Tabla 8. Cálculo de tonelaje por fecha por barreno de cada rebaje

El presupuesto mensual del mes de febrero para corte y relleno de los rebajes de Última Tierra es de 10,000 ton, por lo que se requiere calcular el mínimo de la cantidad de barrenos por turno para hacer posible esta producción:

$$\#BARRENOS\ TOTALES = \frac{10,000\ ton}{5.4\ ton\ x\ barreno} = 1818.18\ barrenos$$

$$\#BARRENOS\ X\ DIA = \frac{1818.18\ barrenos}{29\ días} = 63\ barrenos\ en\ mineral$$

Por cada 7 barrenos en una línea de bordo, 3 son de mineral, lo que equivale al 40% de un total de barrenos.

Para obtener cuantos barrenos totales (mineral, tepetate, postcorte) se deben de dar en un turno para cumplir con el presupuesto mensual:

$$100\% \times \frac{63\ bnos.\ mineral}{40\%} = 157.5 = 160\ barrenos\ al\ dia$$

$$\frac{160\ barrenos}{2\ turno} = 80\ barrenos\ en\ el\ turno$$

Disminución del factor de carga en corte de mineral:

Se observo en campo que un saco de 25 kg de AMEX alcanza para cargar 6 barrenos, y considerando la carga de fondo para cada uno de ellos, se utiliza emulsión de 1x8” con un peso de 0.11 kg cada uno, por los seis barrenos que estamos considerando (0.11 kg x 6 = 0.66 kg emulsión). Por lo que cada barreno tendrá 4.27 kg de explosivo:

$$kg \text{ explosivo por barreno} = \frac{25 \text{ kg ANFO} + 0.66 \text{ kg emulsión}}{6 \text{ barrenos}} = \frac{25.66 \text{ kg explosivo}}{6 \text{ barrenos}}$$

$$kg \text{ explosivo por barreno} = 4.27 \text{ kg}$$

Se asemeja mucho al dato calculado en la sección de voladura de este documento, sobre la cantidad de explosivo por barreno. Continuando con el cálculo de Factor de Carga:

Si se sabe que el tonelaje obtenido por barreno ya es de **5.4 ton** (Tabla 8) tenemos un factor de carga de $0.79 \frac{kg}{ton}$:

$$F. C = \frac{4.27 \text{ kg}}{5.4 \text{ ton}} = 0.79 \frac{kg}{ton}$$

Anteriormente con el tonelaje de 4.8 ton se estimaban 90 barrenos por turno para cumplir el presupuesto de barrenación mensual de 10,000 ton, actualmente con el incremento de tonelaje disminuyeron 10 barrenos por turno, esto implica disminución de costos involucrados en barrenación y voladura. A continuación, se presenta la comparativa de resultados (tabla 9):

Concepto	Unidad	ANTERIOR	ACTUAL
PRESUPUESTO MENSUAL	(Ton/mes)	10,000	10,000
BARRENOS PRESUPUESTADOS	(POR DIA)	180	160
BARRENOS PRESUPUESTADOS	(POR TURNO)	90	80
FACTOR DE CARGA	(Kg/Ton)	1.3	0.79
TONELAJE POR BARRENO	(Ton/barreno)	4.8	5.4

Tabla 9. Tabla con comparación de resultados

En este ejercicio práctico, el presupuesto de tonelaje mensual es el mismo para ambos casos, ya que a partir de este dato se obtiene la diferencia en los resultados arrojados. El primer dato calculado son los barrenos presupuestados, es decir, cuántos barrenos en el rebaje se necesitan para obtener 10,00 toneladas de mineral, anteriormente se realizaban 180 barrenos, actualmente con el incremento de tonelaje por barreno de 4.8 ton a 5.4 ton, es suficiente realizar 160 barrenos al día para cumplir con lo presupuestado, lo que significa que mínimo se deben de realizar 80 barrenos por turno. Además, con las buenas prácticas el factor de carga disminuyó hasta un 40%, el cual anteriormente era de 1.3 kg/ton y paso a ser de 0.78 kg/ton.

Para medir el impacto económico que puede tener estos resultados favorables, se presenta una proyección de cómo es la recuperación económica para el caso de 4.8 ton/barreno y para 5.4 ton/barreno. Partiendo de la siguiente información sobre las leyes promedio en los rebajes de corte y relleno del rebaje Última tierra, el precio de los metales hasta el día 25 de febrero del 2024, así como el costo de producción para producir una tonelada de estas:

Mineral	Ley	Precio (2024)
	gr/ton	USD/Oz
Ag	200	\$23.00
Au	1.2	\$2,030.00

Tabla 10. Leyes y precio de metales de Ag y Au en 2024 (Kitco Metals Inc, 2026)

Costos Corte y Relleno			
USD/ TON	Ton/barreno	Aumento Ton/barreno	Incremento TON
140	4.8	5.4	11.11%

Tabla 11. Costo por tonelada e incremento de tonelaje

El presupuesto mensual de corte y relleno en el mes de febrero es de 10,000 toneladas, para cumplir los equipos de barrenación deben realizar 2000 barrenos aproximadamente, el cual producirlo tendrá un costo total de \$1,400,000.00 USD con base al costo por tonelada determinado (140 USD/Ton).

El objetivo del proyecto es aumentar el tonelaje de mineral, pero mantener el costo de producción, por lo que se realizó un cálculo para determinar la recuperación en USD de Oro y Plata comparando el aumento de tonelaje por barreno. Se tienen los siguientes cálculos:

Recuperación económica en el caso de 4.8 ton por barreno

Suponiendo 2,000 barrenos para cubrir el presupuesto de 10,000 ton de mineral para corte y relleno, así como un costo total de producción de \$1,400,000.00 USD. Si el tonelaje por barreno es de **4.8 ton**, el tonelaje total obtenido por los 2,000 barrenos es de 9,600 ton, con este dato obtenemos el contenido metálico de gramos de Au y Ag:

$$2,000 \text{ bnos} \times 4.8 \frac{\text{ton}}{\text{bno}} = 9,600 \text{ ton}$$

$$C.M \text{ gr Au} = 9,600 \text{ ton} \times 1.20 \frac{\text{gr}}{\text{ton}} \text{ Au} = 11,520 \text{ gr Au}$$

$$C.M \text{ gr Ag} = 9,600 \text{ ton} \times 200 \frac{\text{gr}}{\text{ton}} \text{ Ag} = 1,920,000 \text{ gr Ag}$$

Considerando que se recupera el 80% del contenido de Au y Ag en el mineral tumbado:

$$C.M \text{ gr Au} = 11,520 \text{ gr Au} \times 80\% = 9,216 \text{ gr Au}$$

$$C.M \text{ gr Ag} = 1,920,00 \text{ gr Ag} \times 80\% = 1,536,000 \text{ gr Ag}$$

Valor del contenido de Au y Ag en mineral tumbado:

$$\text{Valor Au} = (9,216 \text{ gr Au} \times 0.03215 \text{ Oz}) \times 2030 \frac{\text{USD}}{\text{Oz}} \text{ Au}$$

$$\text{Valor Au} = \$ 601,477.632 \text{ USD de Au}$$

$$\text{Valor Ag} = (1,536,000 \text{ gr Ag} \times 0.03215 \text{ Oz}) \times 23 \frac{\text{USD}}{\text{Oz}} \text{ Ag}$$

$$\text{Valor Ag} = \$ 1,135,795.2 \text{ USD de Ag}$$

Recuperación económica en el caso de 5.4 ton por barreno

Suponiendo 2,000 barrenos para cubrir el presupuesto de 10,000 ton de mineral para corte y relleno, así como un costo total de producción de \$1,400,000.00 USD. Si el tonelaje por barreno es de **5.4 ton**, el tonelaje total obtenido por los 2,000 barrenos es de 10,800 ton, con este dato obtenemos el contenido metálico de gramos de Au y Ag:

$$2,000 \text{ bnos} \times 5.4 \frac{\text{ton}}{\text{bno}} = 10,800 \text{ ton}$$

**Se tuvo un incremento de 1400 ton, en comparación con el caso anterior*

$$C.M \text{ gr Au} = 10,800 \text{ ton} \times 1.20 \frac{\text{gr}}{\text{ton}} \text{ Au} = 12,960 \text{ gr Au}$$

$$C.M \text{ gr Ag} = 10,800 \text{ ton} \times 200 \frac{\text{gr}}{\text{ton}} \text{ Ag} = 2,160,000 \text{ gr Ag}$$

Considerando que se recupera el 80% del contenido de Au y Ag en el mineral tumbado:

$$C.M \text{ gr Au} = 12,960 \text{ gr Au} \times 80\% = 10,368 \text{ gr Au}$$

$$C.M \text{ gr Ag} = 2,160,000 \text{ gr Ag} \times 80\% = 1,728,000 \text{ gr Ag}$$

Valor del contenido Au y Ag en mineral tumbado:

$$\text{Valor Au} = (10,368 \text{ gr Au} \times 0.03215 \text{ Oz}) \times 2030 \frac{\text{USD}}{\text{Oz}} \text{Au}$$

$$\text{Valor Au} = \$ 676,662.34 \text{ USD de Au}$$

$$\text{Valor Ag} = (1,728,000 \text{ gr Ag} \times 0.03215 \text{ Oz}) \times 23 \frac{\text{USD}}{\text{Oz}} \text{Ag}$$

$$\text{Valor Ag} = \$ 1,277,769.6 \text{ de Ag}$$

Comparativa de resultados para la producción de ambos casos:

Ahora que se cuenta con los resultados para ambos casos se observa un incremento en dólares de recuperación, esto quiere decir que, suponiendo la misma cantidad de barrenos se incrementa el tonelaje de producción, se mantiene el costo de producción debido a que se realizan la misma cantidad de barrenos en ambos casos, sin embargo, se obtiene una mayor remuneración en dólares del tonelaje extraído presupuestado mensualmente. Se incrementaron \$207,046.00 de USD para la plata y \$109,644.36 USD de Au. A continuación, se muestra una tabla que resume y compara los cálculos hechos previamente:

PRESUPUESTO MENSUAL DE REBAJES	10,000 TONELADAS		
NÚMERO DE BARRENOS	2,000		
COSTO PRODUCCIÓN (USD)	\$1,400,000.00		
LEY Ag (gr/ton)	200.00		
LEY Au (gr/ton)	1.20		
TONELAJE POR BARRENO	4.8 ton/bno	5.4 ton/bno	Diferencia RECUPERACIÓN (USD / MES)
CONTENIDO METALICO Ag (gr)	1,920,000.00	2,160,000.00	
CONTENIDO METALICO Au (gr)	11,520.00	12,960.00	
RECUPERACIÓN Ag (USD)	\$1,135,795.20	\$1,277,769.60	\$141,974.40
RECUPERACIÓN Au (USD)	\$601,477.63	\$676,662.34	\$75,184.70

Tabla 12. Tabla resumen de resultados en base al aumento de tonelaje por barreno.

Recapitulando que estos resultados se obtuvieron considerando el precio de los metales en la fecha que se realizó este proyecto en febrero 2024, sin embargo, se desglosara el mismo ejercicio, pero con los costos actuales en 2026 los cuales incrementaron, para poder realizar una comparativa y llegar a una conclusión de como repercute el cambio del costo de los metales en el tiempo, en este caso de Au y Ag:

Mineral	Ley	Precio (2026)
	gr/ton	USD/Oz
Ag	200	\$88.42
Au	1.2	\$5,185.90

Tabla 13. Leyes y precio de metales de Ag y Au en 2026. (Kitco Metals Inc, 2026)

Tenemos el caso primer caso, considerando la **recuperación económica con 4.8 ton por barreno**:

Retomando los cálculos anteriores que no dependen del precio de los metales, tenemos el mismo tonelaje total de 9,600 ton así como el mismo contenido metálico con recuperación del 80%:

$$C. M \text{ gr Au} = 9,216 \text{ gr Au}$$

$$C. M \text{ gr Ag} = 1,536,000 \text{ gr Ag}$$

El valor del contenido de Au y Ag en mineral tumbado ya cambia, debido a los precios actuales mencionados en la tabla 13:

$$\text{Valor Au} = (9,216 \text{ gr Au} \times 0.03215 \text{ Oz}) \times 5,185.90 \frac{\text{USD}}{\text{Oz}} \text{ Au}$$

$$\text{Valor Au} = \$ 1,536,553.129 \text{ USD de Au}$$

$$\text{Valor Ag} = (1,536,000 \text{ gr Ag} \times 0.03215 \text{ Oz}) \times 88.42 \frac{\text{USD}}{\text{Oz}} \text{ Ag}$$

$$\text{Valor Ag} = \$ 4,366,391.808 \text{ USD de Ag}$$

Ahora trabajando el caso de la **recuperación económica con 5.4 toneladas por barreno**:

El tonelaje ahora es 11,000 *ton* y el contenido metálico con recuperación del 80% de igual manera es el mismo:

$$C.M \text{ gr Au} = 10,368 \text{ gr Au}$$

$$C.M \text{ gr Ag} = 1,728,000 \text{ gr Ag}$$

Nuevamente, el valor del contenido de Au y Ag en mineral tumbado cambia con base al precio de los metales de la tabla 13:

$$\text{Valor Au} = (10,368 \text{ gr Au} \times 0.03215 \text{ Oz}) \times 5,185.90 \frac{\text{USD}}{\text{Oz}} \text{ Au}$$

$$\text{Valor Au} = \$ 1,728,622.27 \text{ USD de Au}$$

$$\text{Valor Ag} = (1,728,000 \text{ gr Ag} \times 0.03215 \text{ Oz}) \times 88.42 \frac{\text{USD}}{\text{Oz}} \text{ Ag}$$

$$\text{Valor Ag} = \$ 4,912,190.784 \text{ USD de Ag}$$

Resumiendo, los resultados se pondrán en la siguiente tabla 14, para tener una comparativa sobre el incremento de recuperación económica en el oro y la plata al aumentar el precio de los metales este año, se hizo el ejercicio para ambos casos que se tienen con el tonelaje por barreno.

Recup. Económica / tonelaje por barreno	2024		2026	
	4.8 ton/bno	5.4 ton/bno	4.8 ton/bno	5.4 ton/bno
Recuperación Au (USD)	\$601,477.63	\$676,662.34	\$1,536,553.13	\$1,728,622.27
Recuperación Ag (USD)	\$1,135,795.20	\$1,277,769.60	\$4,366,391.81	\$4,912,190.78

Tabla 14. Comparativa de resultados sobre el ejercicio de recuperación económica del oro y la plata en el año 2024 y 2026

Para apreciar dichos resultados de forma visual, en la figura 57, en la cual se observa que la recuperación económica de la plata (Ag) se eleva considerablemente, así como la del Oro (Au).

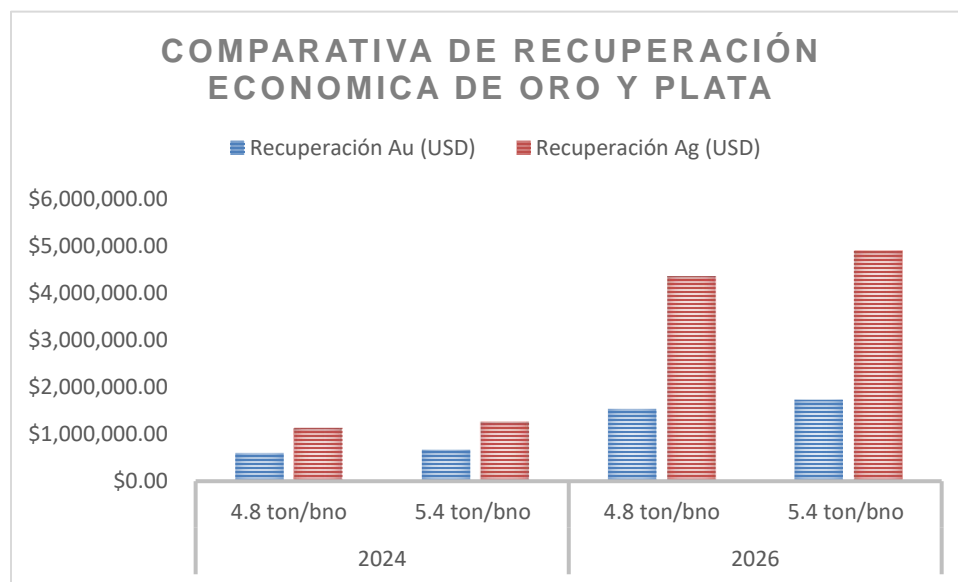


Figura 57. Grafica de barras sobre comparativa de recuperación económica de oro (Au) y plata (Ag) en el año 2024 y 2026

6. CONCLUSIONES

El presente proyecto tuvo como objetivo proponer mejoras para obtener un aumento de tonelaje producido por barreno. A lo largo del caso de estudio se identificaron áreas de oportunidad, se realizaron propuestas de mejora, y se evaluaron los resultados obtenidos de estas.

Los resultados obtenidos durante este periodo fueron variables. Sin embargo, se logró el objetivo e incluso los resultados fueron más favorables de lo esperado. Esto demuestra que con buenas prácticas es posible alcanzar el objetivo principal planteado en este proyecto. En primera instancia, el impacto de este aumento de tonelaje parece ser mínimo; no obstante, en una proyección a mediano plazo que favorecerá a la empresa en el aspecto económico.

El beneficio económico consiste básicamente en aumentar la producción sin necesidad de incrementar costos. Las malas prácticas mencionadas en el texto generaban trabajos adicionales innecesarios, la buena retroalimentación con el personal permitió que se realicen trabajos de calidad en actividades de barrenación y voladura, lo que favoreció el incremento de tonelaje obtenido por barreno un 12%, manteniendo los mismos costos de producción. También se evaluó cómo repercute este incremento de tonelaje producido, en remuneración económica para un presupuesto mensual.

Para apreciar avances en los resultados, se requiere de un compromiso por parte de todo el personal involucrado. Es importante mantener el enfoque de las propuestas implementadas, sin embargo, por parte del supervisor es complicado permanecer en una sola área el resto del turno para verificar dichos controles, es por eso que se le brinda la confianza al uso del criterio de los operadores, por eso es importante la constante capacitación y retroalimentación, así como la comunicación efectiva.

Es importante no dejar a la deriva el desarrollo de este proyecto y darle continuidad a cada una de las propuestas implementadas, pero lo más importante para cualquier actividad minera, es anteponer la seguridad en el trabajo. Es fundamental proteger la vida y bienestar de todo el personal, nunca exponerlo a malas condiciones y siempre considerar la salud de cada uno de los trabajadores. No se compara la necesidad de producción, con la importancia de mantener las condiciones de seguridad e higiene ideales para un área de trabajo.

Otro aspecto a mencionar, es sobre el ejercicio que se realizó comparando resultados obtenidos con base a la variación del precio de los metales a través del tiempo, con esto concluimos que repercute de manera directa y positiva en su recuperación económica después de un periodo de dos años, ya que mejora los márgenes de rentabilidad, fortalece el flujo de efectivo y reactiva proyectos que previamente podían considerarse inviables. A partir del ejercicio comparativo realizado, se observa que incluso variaciones moderadas en el precio impactan significativamente en los ingresos proyectados, acelerando el retorno de la inversión y optimizando indicadores financieros tradicionales como el VAN y la TIR. Esto demuestra que la volatilidad del mercado de metales no solo influye en la estabilidad operativa, sino que puede convertirse en un factor estratégico para consolidar la recuperación financiera y promover nuevas inversiones dentro del sector.

7. RECOMENDACIONES

A partir del análisis de resultados, se identificaron puntos de mejora para darle continuidad al proyecto. A continuación, se presentan recomendaciones para optimizar la eficiencia y seguridad en la operación.

Durante el periodo de mi estancia en la unidad, me percaté de que el principal factor humano que afecta la obtención de resultados del proyecto es la falta de seguimiento y mala reportabilidad. En las bases de datos, la información suele tener errores al registrarse o estar incompletas ya que no llenan correctamente las papeletas que entregan a final de turno. En el caso del tonelaje se debe a que el personal de acarreo no indica de manera exacta el lugar de donde proviene el mineral que cargan, o bien, los jumberos no especifican la clasificación del número de barrenos hechos, solamente es reportado al supervisor a final de turno, pero no al COM que es el que llena el registro en la base de datos conforme a las papeletas. Al tener información incompleta no permite que se puedan evaluar los resultados del proyecto con datos reales.

Partiendo del análisis FODA desarrollado en este proyecto, se presentan las siguientes recomendaciones:

- Optimización de la supervisión en campo

Ver la posibilidad de contratar personal para la supervisión, que existe una distribución y reasignación de rebajes entre estos, para reducir los tiempos de traslado y aumentar la frecuencia de visitas a los operadores, así se obtiene una supervisión a profundidad y de calidad. Incorporar tecnología de comunicación que permitan capturar los datos en tiempo real sobre la cantidad de barrenos hechos (aplicaciones de gestión minera) para facilitar la supervisión remota y el monitoreo de actividades en rebajes alejados sin alterar la información, además de poder comparar los datos con las papeletas que captura el COM.

- Fortalecimiento del mantenimiento de equipos

Diseñar un sistema de priorización para los equipos en el taller, asegurando que las reparaciones urgentes no afecten la calidad del servicio preventivo. Implementar un sistema de diagnóstico digital para reportar fallas con mayor precisión, así los mecánicos podrán evaluar si es algo que se puede reparar en campo y evitar traslados al taller. Garantizar el abastecimiento de refacciones clave mediante acuerdos con proveedores estratégicos para reducir tiempos de espera en la reparación de equipos.

- Capacitación y desarrollo del personal

Ampliar las capacidades operativas del personal brindando formación en al menos dos tipos de equipos para reducir el impacto de ausencias y mejorar la disponibilidad de operadores. Crear un programa de capacitación continua para reforzar conocimientos en mantenimiento, manejo eficiente de recursos y toma de decisiones estratégicas en el ciclo de minado.

- Mejora en la comunicación de turnos

Implementar formatos estandarizados de traspaso de turno, detallando las condiciones de los rebajes y equipos para garantizar continuidad operativa sin contratiempos.

La implementación de estas recomendaciones contribuirá a mejorar la productividad, optimizar la supervisión en campo, reducir costos operativos y fortalecer la seguridad en la mina. Asimismo, el enfoque en la capacitación y la estandarización de procesos garantizará una operación más eficiente y con menor margen de error.

REFERENCIAS

- Aburto, V. M. (2003). *Fundamentos para la explotación de minas*. México: UNAM Facultad de Ingeniería.
- Acevedo, J. M. (2019). *Análisis del QA/QC en la etapa 15 de la unidad Minera San Julián*. Universidad Nacional Autónoma de México.
- Agama, o. O. (2022). *Minado en cuerpos de mala calidad con relleno cementado en la mina Huarón*.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de roca en minería*. E.T.S DE INGENIEROS DE MINAS EN MADRID.
- Cazares, J. M. (2024). *Procedimiento amacice mecanizado*.
- Copco, A. (1997). *Gguide to underground mining methods and applications*.
- Cruz, C. A. (2024). *Procedimiento de barrenación en Rebajes de Corte y Relleno*. México: Fresnillo plc.
- Encyclopaedia. (2011). *Equipos de Protección Personal en Minería*. Obtenido de <https://www.iloencyclopaedia.org/es/part-xi-36283/mining-and-quarrying/item/606-personal-protective-equipment-in-mining>
- Equipment, C. M. (2023). *Transportador de explosivo*. Obtenido de <https://www.cannonmining.com.mx/transportador-de-explosivos>
- Equipos y herramientas para la minería, la construcción y seguridad industrial. (2024). *Perforación Minera, Tipos, Clases de Maquinaria*. Obtenido de FULL MINERIA: <https://fullmineria.com/perforacion-minera-tipos-clases-de-maquinaria/?srsIid=AfmBOoplfkZ74Yod7y9DyoXfhiOjHUqh3dyCneDi2exYU5SQzy-hx-DE>
- geología, D. d. (2024). *Escaneos de tumbe en rebajes de Corte y Relleno de Última Tierra*. Fresnillo plc.
- González, L. D. (2021). *Selección de autorrescatador minero para las operaciones de minería subterránea a gran escala en ecuador*. Ecuador: Universidad Internacional SEK .
- GRAINER. (2025). *Detector de monogas MSA*. Obtenido de <https://www.grainger.com.mx/producto/MSA-detector-monogas-detecta-mon%C3%B3xido-de-carbono-rango-del-sensor-0-a-1999-ppm-tipo-de-alarma-visual-sonora-y-vibratoria-vida-de-la-bater%C3%ADa-6-a-18-meses/p/41ZE97>
- Hamrin, H. (1997). *Guide to underground mining methods and applications*. Atlas Copco.
- INEGI. (2024). Obtenido de Biblioteca Digital: <https://www.inegi.org.mx/app/mapas/>
- Kitco Metals Inc. (2026). *Live Charts*. Obtenido de <https://www.kitco.com/charts/gold>
- MacLean. (2024). *Carga de explosivos*. Obtenido de <https://macleanengineering.com/carga-de-explosivos/>
- MAELF. (2024). *Transporte de explosivos*. Obtenido de <https://online.maelf.com/lessons/7-capitulo-6-transporte-de-explosivos-2/?v=bc0e342a57a0>

- MATCO, E. (2023). *MATCO CAT*. Obtenido de https://matco.com.mx/producto-nuevo/_/equipos-especiales/nuevo/ac-11-anfo-charger
- Meza, C. (2021). *Implementación del método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la mina Toctopata-Andahuaylas*. Arequipa: Universidad Continental .
- Minera, S. (2018). Obtenido de Características y seguridad en el uso del equipo desatador de roca o scaler: <https://revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/caracteristicas-y-seguridad-en-el-uso-del-equipos-desatador-de-roca-o-scaler/>
- Minero, R. (16 de Abril de 2020). *Rumbo Minero Internacional*. Obtenido de EPP para cabeza y rostro: Prevención y protección durante la faena: <https://www.rumbominero.com/revista/informes/epp-para-cabeza-y-rostro-prevencion-y-proteccion-durante-la-faena/>
- Minero, R. (2024). *EPP para cabeza y rostro: Prevención y Protección durante la faena*. Obtenido de <https://www.rumbominero.com/revista/informes/epp-para-cabeza-y-rostro-prevencion-y-proteccion-durante-la-faena/>
- Morales, D. S. (2016). *Estimación de recursos de mineral proyecto San Julián*. Chihuahua, México.: Universidad de Guanajuato.
- MSA. (2025). *Autorrescatador MSAW65*. Obtenido de <https://mx.msasafety.com/Air-Purifying-Respirators-%28APR%29/Escape-Respirators/W65-Self-Rescuer-Respirator/p/000270000500001501?locale=es>
- Pastor, R. T. (2011). *Planificación y programación de operaciones*. Perspectivas, 7-32.
- Peñaloza, R. C. (2021). *EL SISTEMA DE CARGUÍO Y ACARREO MECANIZADO EN LA PRODUCCION DE UNIDAD MINERA SANTA MARÍA, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.* UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERU. Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/8049/T010_19892307_M.pdf;jsessionid=85E586663672E0D0B68637ED95C47500?sequence=1
- Quispe, J. S. (2020). *Universidad Tecnológica del Perú*. Obtenido de Diseño de un prototipo portátil para la detección del monóxido de carbono y material particulado en las actividades mineras subterráneas.
- Rojas, J. L. (s.f.). *Procedimiento para la elaboración de un análisis FODA como una herramienta de planeación estratégica en las empresas*. Obtenido de UDG VIRTUAL: <http://biblioteca.udgvirtual.udg.mx/jspui/handle/123456789/1214>
- Ruversa. (2024). *Cponstructora Ruversa*. Obtenido de <https://ruversa.com/producto/camion-volteo-14-m3-international-1990/>
- Safety, P. (2023). *Detector de voltaje Fluke (angelito)*. Obtenido de <https://proinsasafety.com.mx/producto/detector-de-voltaje-fluke-angelito/>
- Sandvik. (2024). *Cargadores*. Obtenido de <https://www.rocktechnology.sandvik/es-la/productos/equipo/cargadores/lh517i/>

Sandvik. (s.f.). *Ficha tecnica DD422iE Sandvik*. Obtenido de <https://www.lecturaspecs.es/es/modelo/equipos-de-hormigon-generacion-y-maquinaria-ligera/sistemas-de-perforacion-horizontal-sandvik/dd422ie-11759684>

SERRETECNO. (2013). *Orquestas de lubricación*. Obtenido de <https://orquestasdelubricacion.com/>

Tecneu. (2024). *Detector De Voltaje Tipo Pluma Fase 90-1000 Vac Led Alarma*. Obtenido de <https://www.tecneu.com/products/detector-de-voltaje-tipo-pluma-fase-90-1000-vac-led-alarma-1>