



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**Caracterización geomecánica para la
estimación del número de estabilidad
modificado para un sistema de
explotación de barrenación larga en
Minera Tizapa**

INFORME DE ACTIVIDADES PROFESIONALES

Que para obtener el título de

Ingeniero Geólogo

P R E S E N T A

Santiago Armando Zárate Soto

ASESOR DE INFORME

Dr. Moisés Dávila Serrano



Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2024

Agradecimientos

A la persona más valiosa que Dios me permitió coincidir, aquella que estuvo presente en los días bueno y en los malos, quien siempre tenía una palabra de aliento y un abrazo cuando fuera necesario, a quién ha sido mi luz en la oscuridad durante estos 26 años. Mamá, no sabré como devolver todo lo que has hecho por mí.

A ti, buen hombre, que adelantaste tu camino, sé que tu partida tuvo un propósito, siempre quisiste que tu familia fuera unida, y lo lograste, has dejado huella, jamás te olvidaré y te llevo en mi corazón a diario, te amo... papá.

Pablo, Josué, mis hermanos y compañeros, aunque no lo decimos seguido han sido protagonistas de esta importante obra llamada vida.

Mi familia, mi bastión, sin ustedes no podría haber llegado a este punto, cada uno de ustedes han aportado algo en mi vida, soy su admirador, Debora, Enrique, Raquel, Pablo, Papá García, Mamá Soco. Mi agradecimiento es y será eterno.

Al Ing. Alfredo Victoria, por inducirme al mundo de la minería, Alfred siempre estaré agradecido por el apoyo dentro de la facultad y ya como egresado, por tener las puertas del cubículo siempre abiertas y por compartir tus conocimientos. Mi entera admiración, respeto y agradecimiento.

Al Ing. Javier Medina por tan amenas platicas y por dejarme explorar un ambiente tan noble como la docencia.

A Peñoles y Minera Tizapa por las facilidades, y sobre todo por la oportunidad de formación profesional que me brindó, acompañado de buenos compañeros y colegas. A los Ing. Diana Ávila, Alma Guerrero, Uriel Pérez, Álvaro Lechuga, Erik Jaquez, Melisa Zárate, por el apoyo brindado a lo largo de esta etapa vivida, por los buenos momentos y por el buen ambiente en la oficina, mis sinceros agradecimientos.

A la H. Facultad de Ingeniería, por permitirme conocer personas maravillosas que me han acompañado, aquellas amistades sinceras y verdaderas, Darío, Vero, César, Yuli, Daniel, Dani, Chucho, Jair, mi amistad siempre será leal a ustedes.

A cada uno de los sinodales que han aportado sus retroalimentaciones de este trabajo, sin las cuales no existiría el mismo. Agradezco el compartir su conocimiento para incentivar la mejora continua en todos los aspectos.

A mi compañera de desvelos, al ser peludo de cuatro patas que fue una motivación, aquel que sin necesidad de hablar me demostró cariño, cuando estaba triste, estuvo fiel, mi Molly, mi compañera. Y a los nuevos seres que me han brindado luz, los únicos capaces de transmitir paz con solo verlos y sentirlos: Polito y Biyul.

A la compañera que Dios y la vida me permitió conocer y unir mi vida con ella, Briseida, a ti te debo todo, gracias por estar ahí, por no dejarme caer y por ser un apoyo cuando lo necesitaba aun cuando no quise decirlo, siempre lo supiste. Mi esposa, mi amada, la vida la tenemos por delante. "por que dos enamorados, tú y yo, no nos tenemos que rendir". Gracias por cada momento, cada

detalle y cada palabra. A tu insistencia en cada momento, a tu paciencia, a todo... si me preguntaran 1000 veces, esas 1000 veces elegiría estar contigo.

1. INTRODUCCIÓN	10
1.1 DESCRIPCIÓN DE LA EMPRESA	10
1.1.1 Misión	10
1.1.2 Visión	10
1.2 UBICACIÓN	10
1.3 HISTORIA	11
1.4 YACIMIENTO Y GEOLOGÍA LOCAL	12
1.4.1 Métodos de Minado.....	14
1.4.1.1 Corte y relleno	14
1.4.1.2 Cuartos y pilares	16
1.4.2 Fortificación	16
1.4.2.1 Anclaje	17
1.4.2.2 Concreto lanzado	17
1.4.2.3 Cables	20
1.4.3 Barrenación larga	21
1.5 JUSTIFICACIÓN	25
1.6 OBJETIVOS	25
1.7 OBJETIVOS PARTICULARES	25
1.8 PERFIL PROFESIONAL EN LA UNIDAD MINERA TIZAPA	26
2. MARCO TEÓRICO	27
2.1 SELECCIÓN DE MÉTODO DE MINADO	27
2.2 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	32
2.2.1 Carga de Roca (Rock Load) – Karl von Terzaghi (1946)	33
2.2.2 Tiempo de Sostenimiento (Stand-Up Time) – H. Lauffer (1958).....	34
2.2.3 RQD – Rock Quality Designation – Don U. Deere (1964).....	36
2.2.4 RMR – Rock Mass Rating – Bieniawski, 1973 (modificado 1989)	36
2.2.5 Sistema Q – Nick Barton, 1974.....	40
2.3 BARRENACIÓN LARGA.....	41
2.4 CUERPO MINERAL	41
2.5 MÉTODO GRAFICO DE ESTABILIDAD.	43
2.6 MÉTODO DE MATHEWS.....	43
2.7 MÉTODO DE POTVIN	45
3. METODOLOGÍA	48
3.1 CARACTERIZACIONES EN REBAJES.	48
3.2 CARACTERIZACIÓN EN BARRENOS.....	50
4. RESULTADOS	52
5. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	53
5.1 CÁLCULO DE N'	55
5.1.1 Filita	56
5.1.2 Esquisto.....	58
6. CONCLUSIONES	64
7. ANEXO I. DATOS DE CAMPO Y PARÁMETROS PARA EL CÁLCULO DEL RMR Y Q.	66
8. ANEXO II. DATOS DE CAMPO PROCESADOS	73
9. ANEXO III. ESTIMACIÓN DEL NÚMERO DE ESTABILIDAD MODIFICADO N' PARA CADA LITOLÓGÍA.	83

FILITA	83
ESQUISTO	84
SULFURO MASIVO.....	88
10. REFERENCIAS	90

Índice de ilustraciones

ILUSTRACIÓN 1: CROQUIS DE UBICACIÓN DE LA UNIDAD MINERA TIZAPA. OBTENIDA DE: PORTAL INTERNO.	11
ILUSTRACIÓN 2: MODELO GEOLÓGICO DE TIZAPA, EN ROJO SULFURO MASIVO, EN AZUL CUERPOS DE DIQUE QUE CORTAN EL BLOQUE CENTRO. SE PUEDE OBSERVAR QUE EL CUERPO SE ENCUENTRA DIVIDIDO EN TRES BLOQUES: ORIENTE, CENTRO Y PONIENTE (VISTA EN SECCIÓN E-W). CON LÍNEAS BLANCAS SE ILUSTRAN LA TRAZA DE LAS FALLAS REGIONALES QUE SECCIONAN AL CUERPO.	13
ILUSTRACIÓN 3: REBAJE EXPLOTADO CON EL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON RECARGADO Y CONCRETO LANZADO AL ALTO. IMAGEN PROPIA.	15
ILUSTRACIÓN 4: REBAJE EXPLOTADO CON EL SISTEMA DE CUARTOS Y PILARES ASCENDENTE; LOS PILARES ESTÁN COMPUESTOS POR SULFURO MASIVO. CUANDO EL MINERAL SE ENCUENTRA FRACTURADO ES NECESARIO APLICAR CONCRETO LANZADO.	16
ILUSTRACIÓN 5: PLANTILLAS DE ANCLAJE, PLANTILLA A TRESBOLILLO (DERECHA) UTILIZADA EN MINERA TIZAPA.	17
ILUSTRACIÓN 6: SECCIÓN DE REBAJE 540C, EL CUAL POSEE LOS 3 TIPOS DE SOPORTE, ANCLAJE SISTEMÁTICO PRIMARIO, CONCRETO LANZADO AL ALTO Y CABLES DE 7.0M DE LONGITUD A LO LARGO DE LA OBRA. REBAJE EXPLOTADO CON UN SISTEMA DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE. IMAGEN PROPIA.	18
ILUSTRACIÓN 7: KIT TENSADOR MARK II DE DSI, DONDE A ES EL TENSADOR, B ES LA BOMBA DE PRESIÓN Y C ES EL MANÓMETRO. 20	
ILUSTRACIÓN 8: EQUIPO SANDVIK DS421 TRABAJANDO EN REBAJE DE PRODUCCIÓN.	21
ILUSTRACIÓN 9: SECCIÓN N-S, QUE MUESTRA LA PREPARACIÓN DEL BLOQUE PONIENTE PARA BARRENACIÓN LARGA. EN ROJO (CONTORNO) MODELO GEOLÓGICO, EN ROSA INFRAESTRUCTURA EXISTENTE Y EN GRIS EL SIGUIENTE SUBNIVEL PLANEADO..	22
ILUSTRACIÓN 10: ESQUEMA GENERAL DE LA BARRENACIÓN LARGA (BL), ESQUEMATIZA LOS SUBNIVELES, TANTO DE PREPARACIÓN COMO DE EXTRACCIÓN.	24
ILUSTRACIÓN 11. CONCEPTO DE TERZAGHI, DONDE B ES EL ANCHO DE LA EXCAVACIÓN, W EL PESO DE LA CARGA DE ROCA, HT ALTURA DEL TÚNEL, HP ES LA CARGA DE LA ROCA A SOPORTAR.	33
ILUSTRACIÓN 12: RELACIÓN ENTRE CLARO ABIERTO Y TIEMPO DE SOSTENIMIENTO PARA DIFERENTES TIPOS DE ROCA. DONDE A ES UNA ROCA MUY BUENA, COMO LA ROCA INALTERADA DE TERZAGHI Y G UNA ROCA MUY MALA COMO LA ROCA EXPANSIVA DE TERZAGHI. MODIFICADO DE HOEK E. & BROWN E.T. (1985).	35
ILUSTRACIÓN 13: DETERMINACIÓN DEL RQD.	36
ILUSTRACIÓN 14: RELACIÓN ENTRE EL TIEMPO DE SOSTENIMIENTO DE UN CLARO ABIERTO Y LA CLASIFICACIÓN RMR, MODIFICADO DE LAUFFER (1988). A ROCA MUY BUENA, B ROCA BUENA, C ROCA REGULAR, D ROCA MALA, E ROCA MUY MALA.	40
ILUSTRACIÓN 15: VISTA EN PLANTA DEL MODELO GEOLÓGICO QUE ILUSTRAN LA SEPARACIÓN QUE HAY ENTRE CADA BLOQUE, CON ROJO EL SULFURO MASIVO Y CON AZUL CUERPO RIOLÍTICO. IMAGEN PROPIA OBTENIDA EN STUDIO RM.	42
ILUSTRACIÓN 16: IZQUIERDA: PROPUESTA DE REBAJE 590W Y 604W PARA LA EXPLOTACIÓN DE MINERAL MEDIANTE EL SISTEMA DE BARRENACIÓN LARGA. DEBAJO DEL N590W EL PROYECTO PARA NIVELAR ELEVACIÓN DEL REBAJE 540W. DERECHA: SECCIÓN N-S CON VISTA AL ORIENTE DE LA TRAZA MINERAL (ROJO) CON LAS PROPUESTAS DE REBAJES (AZUL).	42
ILUSTRACIÓN 17: GRAFICA GENERAL DEL MÉTODO GRÁFICO.	43
ILUSTRACIÓN 18: GRÁFICO DE MATHEWS, PROPONE TRES ZONAS EN FUNCIÓN DEL N Y RADIO HIDRÁULICO (HR).	43
ILUSTRACIÓN 19: GRÁFICAS DE AJUSTE DE MATHEWS PARA LA OBTENCIÓN DE N.	45
ILUSTRACIÓN 20: GRÁFICO DE ESTABILIDAD MODIFICADO, SE MUESTRAN 3 ZONAS.	46
ILUSTRACIÓN 21: IZQUIERDA: SECCIÓN CON VISTA AL ORIENTE. SE MUESTRAN LAS CARACTERIZACIONES REALIZADAS TANTO EN BARRENOS COMO EN LAS OBRAS DE DESARROLLO Y PRODUCCIÓN, INDICADAS CON COLOR ROJO. DERECHA: SECCIÓN N-S CON VISTA AL ORIENTE DE LA TRAZA MINERAL (ROJO) CON LAS PROPUESTAS DE REBAJES (AZUL), ADEMÁS DE MOSTRAR LA UBICACIÓN ESPACIAL DE LAS CARACTERIZACIONES REALIZADAS EN BARRENOS Y EN OBRA.	48
ILUSTRACIÓN 22: VISTA EN PLANTA DE LA PROPUESTA DEL REBAJE 590W (AZUL) CON LA TRAZA DEL MINERAL (ROJO) Y SE UBICAN LAS CARACTERIZACIONES REALIZADAS EN BARRENOS Y EN OBRA.	48
ILUSTRACIÓN 23: DATOS BÁSICOS RECOPIADOS EN LAS VENTANAS DE CARACTERIZACIÓN.	49
ILUSTRACIÓN 24: CORRELACIÓN ENTRE LOS RESULTADOS DEL RMR Y Q, LAS LÍNEAS AZULES REPRESENTAN LOS LÍMITES SUPERIORES E INFERIORES. CUANDO EL RESULTADO CAE DENTRO DE ESTOS, LA VENTANA SE CONSIDERA COMO VALIDA, DE LO CONTRARIO SE DESECHA.	50

ILUSTRACIÓN 25: EJEMPLO DEL CRITERIO DE SELECCIÓN DE MUESTRAS PARA UNA PRUEBA DE CARGA PUNTUAL, BASÁNDOSE EN EL DIÁMETRO Y LONGITUD DEL NÚCLEO.	51
ILUSTRACIÓN 26: (A), (B) Y (C) SON FORMAS VÁLIDAS DE ROTURA. EL CASO (D) Y (E) SON FORMAS INVALIDAS DE ROTURA.....	51
ILUSTRACIÓN 27: SECCIÓN CON VISTA AL ORIENTE (IZQUIERDA) Y VISTA EN PLANTA (DERECHA) QUE MUESTRA LA TOPOGRAFÍA ACTUAL DE LOS NIVELES 540W Y 590W, ASÍ COMO LA UBICACIÓN ESPACIAL DE LAS CARACTERIZACIONES.	52
ILUSTRACIÓN 28: FORTIFICACIÓN RECOMENDADA SEGÚN RMR Y Q (ESQUISTO).	60
ILUSTRACIÓN 29: FORTIFICACIÓN RECOMENDADA SEGÚN RMR Y Q (FILITA).	60

Índice de Gráficas

GRÁFICA 1: CONCENTRACIÓN DE LOS DATOS GEOMECÁNICOS, LÍNEA NARANJA REPRESENTA LA CORRELACIÓN $RMR=9*\ln Q+44.53$	
GRÁFICA 2: DATOS GEOMECÁNICOS DE LA FILITA DEL ALTO.....	54
GRÁFICA 3: DATOS GEOMECÁNICOS DEL ESQUISTO DEL BAJO.....	54
GRÁFICA 4: DATOS GEOMECÁNICOS DEL SULFURO MASIVO.....	55
GRÁFICA 5: CONDICIÓN DE ESTABILIDAD DE LA GALERÍA GENERADA. DATOS PARA LA FILITA.....	62
GRÁFICA 6: CONDICIÓN DE ESTABILIDAD DE LA GALERÍA GENERADA. DATOS PARA EL ESQUISTO.....	63

Índice de tablas

TABLA 1: PARÁMETROS PARA LA SELECCIÓN DE UN MÉTODO DE MINADO.....	27
TABLA 2: EVALUACIÓN DE LA GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO SEGÚN DAVID E. NICHOLAS (1981).....	28
TABLA 3: CLAVE PARA INTERPRETAR Y EVALUAR LAS CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE ACUERDO CON DAVID E. NICHOLAS (1981).....	28
TABLA 4: EVALUACIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL ALTO DEL CUERPO DE ACUERDO CON DAVID E. NICHOLAS (1981).....	29
TABLA 5: EVALUACIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL CUERPO MINERAL DE ACUERDO CON DAVID E. NICHOLAS (1981).....	29
TABLA 6: EVALUACIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL BAJO DEL CUERPO DE ACUERDO CON DAVID E. NICHOLAS (1981).....	30
TABLA 7: CLASIFICACIÓN DE CARGA DE ROCA ORIGINAL DE KARL VON TERZAGHI (1946).	34
TABLA 8: CLASE Y TIPO DE ROCA PROPUESTA POR H. LAUFFER PARA EL CONCEPTO DE TIEMPO DE SOSTENIMIENTO.	35
TABLA 9: CLASIFICACIÓN SEGÚN RQD (%).....	36
TABLA 10: PARÁMETROS PARA LA DETERMINACIÓN DEL RMR.....	38
TABLA 11: AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES DE ACUERDO CON EL TIPO DE OBRA.....	38
TABLA 12: GUÍA PARA EXCAVACIÓN Y SOPORTE DE LA ROCA EN TÚNELES, DE ACUERDO CON EL RMR. CONSIDERANDO UNA FORMA ABOVEDADA, ANCHO DE 10M Y UN ESFUERZO VERTICAL <25MPA, CONSTRUIDO CON BARRENACIÓN Y VOLADURA. TRADUCIDO Y MODIFICADO DE BIENIAWSKI, Z.T., 1989.	39
TABLA 13: ÍNDICE Q'	55
TABLA 14: NÚMERO DE ESTABILIDAD MODIFICADO PARA EL ALTO Y BAJO.	59
TABLA 15: DIMENSIONES PROPUESTAS PARA LA EXPLOTACIÓN MEDIANTE EL SISTEMA DE BARRENACIÓN LARGA.	61
TABLA 16: RELACIÓN ENTRE RADIO HIDRÁULICO (HR), N' Y LA CONDICIÓN DE ESTABILIDAD DE LA FILITA.	61
TABLA 17: RELACIÓN ENTRE RADIO HIDRÁULICO (HR), N' Y LA CONDICIÓN DE ESTABILIDAD DEL ESQUISTO.	62

1. Introducción

Este informe tiene la finalidad de explicar cuál ha sido la aplicación de los conocimientos adquiridos por el sustentante en la empresa Minera Tizapa, perteneciente al grupo Industrias Peñoles, bajo la supervisión de la Ing. Diana Cecilia Ávila Huerta.

1.1 Descripción de la empresa

Industrias Peñoles SAB¹ de CV, fundada en 1887, es una empresa dedicada a la exploración y explotación yacimientos polimetálicos y de cobre con operaciones dentro de la República Mexicana, Perú y Chile. Peñoles es el primer productor global de plata afinada; líder latinoamericano en la producción de oro y plomo afinados; y se encuentra entre los principales productores mundiales de zinc afinado y sulfato de sodio (Peñoles, 2023).

Principalmente se dedica a la producción de concentrados de plomo, zinc, cobre y recuperación de oro y plata en algunos yacimientos. A cierre del año 2023 Industrias Peñoles cuenta con cinco Unidades de Negocio en operación: Milpillás (Cu), Sabinas (Ag, Pb, Zn y Cu), Velardeña (Zn, Pb, Cu), Tizapa (Ag, Au, Pb, Zn y Cu) y Capela (Ag, Pb, Zn y Cu).

1.1.1 Misión

Generar valor a partir de los recursos naturales no renovables en forma sostenible.

1.1.2 Visión

Ser una empresa de excelencia a nivel mundial con resultados extraordinarios, líder en su sector con operaciones seguras y sostenibles, impulsada por su agilidad y capacidad de transformación, en armonía con su entorno y la sociedad.

1.2 Ubicación

Minera Tizapa S.A. de CV se encuentra ubicada al sur del Estado de México en el municipio de Zacazonapan, a 67 km al SW de Toluca de Lerdo.

Para acceder a Tizapa se debe viajar desde la ciudad de Toluca, siguiendo la carretera Toluca – Cd. Altamirano, hasta llegar a Temascaltepec; llegando a ese punto se encuentra la desviación con dirección a Zacazonapan. Una vez llegando al poblado de Zacazonapan, hay

¹ SAB: Sociedad Anónima Bursátil.

un entronque en una gasolinera, que conduce a un camino pavimentado con dirección a la mina, con una longitud de 8 km.

Tizapa se localiza en las coordenadas 19°02' N y 100°13' W, la bocamina se localiza a 1,226 msnm.



Ilustración 1: Croquis de ubicación de la Unidad Minera Tizapa. Obtenida de: Portal Interno.

1.3 Historia

El ahora Servicio Geológico Mexicano comenzó con la exploración en la región aproximadamente de 1977 a 1985, definiendo el área como potencial por sulfuros masivos, se ejecuta un programa de barrenación a diamante de 10,000 metros, obteniendo resultados exitosos. En el periodo de 1986 a 1990, se firmó un convenio de exploración entre los gobiernos mexicano y japonés, dando continuidad a la exploración de Tizapa. Derivado de dicho convenio se realizaron 750 m de obra minera con el Socavón Zacazonapan y aproximadamente con 7,540 m de barrenación a diamante (Torres-Guerrero, 2009).

Entre 1991 y 1992 se licitó la concesión del yacimiento siendo otorgada a Industrias Peñoles y Dowa Mining Company, posteriormente se integró a la sociedad Sumitomo Corporation, quedando una participación del 51%, 39% y 10%, respectivamente. En 1993 se iniciaron los trabajos de construcción de Minera Tizapa.

1.4 Yacimiento y geología local

Los yacimientos VMS (*volcanogenic massive sulfide*, por sus siglas en inglés) son depósitos que poseen una geometría lenticular que se encuentran directamente asociados a ambientes de arcos de isla oceánica². Se encuentran compuestos principalmente por pirita, algunas veces pirrotita, con contenidos variables de Cu, Pb, Zn, Ba, Au y Ag.

Existe una clasificación de estos depósitos en función del ambiente tectónico de acuerdo con (Edwards & Atkinson, 1986):

- Tipo Chipre (Cyprus). Asociados a extensión dorsal y un volcanismo básico (ofiolitas) y contienen Cu, Zn y Au
- Tipo Besshi. Se asocia al magmatismo calco alcalino inicial durante la formación de arcos de isla y se encuentra asociado a secuencias turbidíticas. Pueden contener Cu, Zn, Au y Ag.
- Tipo Kuroko. Asociado con las últimas etapas de formación de arcos de islas y con un volcanismo félsico, principalmente en cuencas someras, presentan contenidos de Cu, Zn, Pb, Au y Ag.

La mineralogía de estos depósitos consiste en pirita, pirrotita, calcopirita, galena y esfalerita, además de que puede haber bornita, calcosita, arsenopirita, magnetita y sulfosales. Como ganga se puede tener cuarzo, barita y en algunas ocasiones calcita, clorita y sericita. Se pueden apreciar alteraciones hidrotermales que consisten en sericitización y cloritización de la roca encajonante, aumentando hacia la parte superior del yacimiento.

El yacimiento Tizapa se localiza dentro del Terreno Guerrero, específicamente dentro del subterreno Teloloapan. Dicho subterreno se caracteriza como un ambiente de arco de isla intraoceánico, caracterizada por una secuencia volcansedimentaria altamente deformada y metamorfizada en facies de esquistos verdes.

Se ha caracterizado como un yacimiento VMS de tipo Kuroko, donde la mena amarilla está conformada por: pirita-calcopirita y la mena negra se encuentra compuesta por: esfalerita-

² Arco de isla oceánica. Son ambientes generados por la subducción de una placa oceánica debajo de otra, presentando rasgos característicos como la formación de cuencas en los márgenes, la formación de un prisma acrecional por la acumulación de sedimentos en la corteza oceánica.

galena, es por esto por lo que desde el punto de vista económico se agrupan en dos grupos: los de Cu-Zn y los de Zn-Pb-Cu.

Las rocas encajonantes del yacimiento constan de una unidad de esquistos de clorita-sericita y dos unidades de filita, las cuales se denominan filita grafitica inferior y superior, las vetas que se encuentran en el yacimiento están rellenas por cuarzo y calcita. La base estratigráfica de Tizapa se encuentra compuesta por una secuencia metamórfica de gneis, augengneis, de posible edad Jurásico Inferior.

El yacimiento también se encuentra afectado por eventos volcánicos riolíticos del oligoceno-mioceno, los cuales se pueden observar en diques y pequeños domos que se encuentran emplazados en fallas y fracturas a lo largo y ancho del cuerpo.

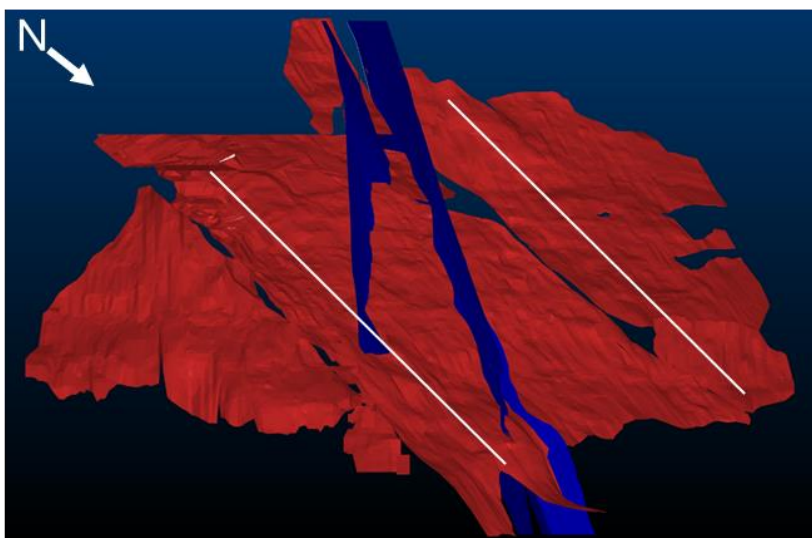


Ilustración 2: Modelo geológico de Tizapa, en rojo Sulfuro Masivo, en azul cuerpos de dique que cortan el bloque centro. Se puede observar que el cuerpo se encuentra dividido en tres bloques: Oriente, Centro y Poniente (vista en sección E-W). Con líneas blancas se ilustra la traza de las fallas regionales que seccionan al cuerpo.

Se puede observar la presencia de alteración cuarzo-sericita con presencia de pirita diseminada, y que en algunos casos también se puede encontrar bandeada, incrementando su intensidad conforme se acerca el cuerpo de sulfuro masivo. En la zona intermedia y distal se presenta clorita-sericita y clorita, escasa sericita y albita.

Tizapa es un yacimiento volcanosedimentario Zn-Pb-Cu con valores de Au y Ag, formado a partir de la exhalación de fluidos hidrotermales por debajo del piso oceánico. Dichos fluidos viajaron a través de fracturas transportando sulfuros ricos en Fe, Zn, Cu y As, así como

sulfosales de Ag, depositándose encima de las rocas volcánicas que estaban formadas previamente. Posteriormente se tiene un cubrimiento de sedimentos finos de composición carbonosa.

Eventos compresivos en el área dieron origen a la deformación de la roca y del propio yacimiento. Las dimensiones están relacionadas con la topografía que existió en el área, el cuerpo principal presenta un control litológico marcado hacia el oeste, teniendo al alto la filita grafitica superior y al bajo esquisto de sericita, en su parte oriente se encuentra dentro del esquisto de sericita.

El cuerpo mineral se encuentra con una orientación E-W y un echado promedio de 30 a 40° hacia el norte. Poseen un espesor promedio de 8 m, sin embargo, hay lugares donde la estructura se ensancha hasta 30.0 m, la longitud del cuerpo es de aproximadamente 600 m. A cierre del 2022 se presentaron leyes promedio de 1.48 g/t Au, Ag 209.35 g/t, 1.25% Pb, 5.04% Zn y 0.33% Cu (Peñoles, 2023).

El sulfuro más abundante es la pirita, ocupando cerca del 78% de los sulfuros masivos, la esfalerita es el segundo mineral en abundancia, ocupando el 12%. La galena se presenta en 2.1% y la calcopirita se encuentra en menor cantidad.

1.4.1 Métodos de Minado

Actualmente el mineral es extraído a partir de dos métodos de minado: 1) Corte y relleno ascendente y 2) Cuartos y pilares con relleno ascendente, en ambos casos el relleno debe ser seco y se obtiene principalmente del desarrollo de las obras. Dichos métodos de explotación fueron seleccionados debido a que las rocas encajonantes son de calidad regular a mala, de acuerdo con el sistema de clasificación RMR.

1.4.1.1 Corte y relleno

En este sistema el mineral se extrae a través de “cortes” horizontales, el desarrollo de las obras en este sistema se hace siguiendo la estructura mineral; una vez que se finaliza el “corte” se realiza un relleno semiahogado, subiendo la elevación y comenzando un corte nuevo, siempre dejando el relleno en la base del rebaje.

Este sistema de minado se aplica cuando la estructura del cuerpo mineral tiene un espesor no mayor a 8.0 m. La ventaja de este método es que el porcentaje de recuperación del mineral es del 100%, además de ser un método seguro.

Para que este sistema se lleve de la manera más segura se deben seguir una serie de recomendaciones a las dimensiones de los rebajes en operación:

1. Altura máxima de 4.50 m.
2. Ancho de calle de 8.0 m.

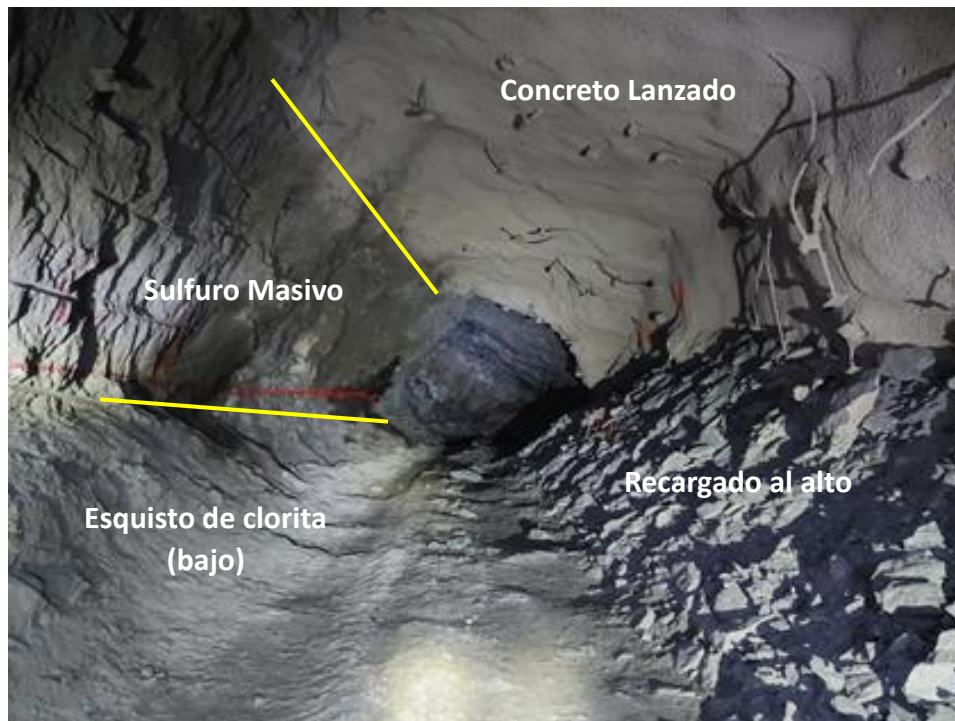


Ilustración 3: Rebaje explotado con el sistema de corte y relleno ascendente con recargado y concreto lanzado al alto. Imagen Propia.

1.4.1.2 Cuartos y pilares

El sistema de cuartos y pilares se selecciona cuando la potencia del cuerpo mineral es mayor a 8.0 m, se diseñan pilares de 5.5 x 5.5 m, a partir de estos se abrirán calles y contracalles de 8.0 m. Al igual que en el sistema de corte y relleno, la altura máxima permitida es de 4.50 m.

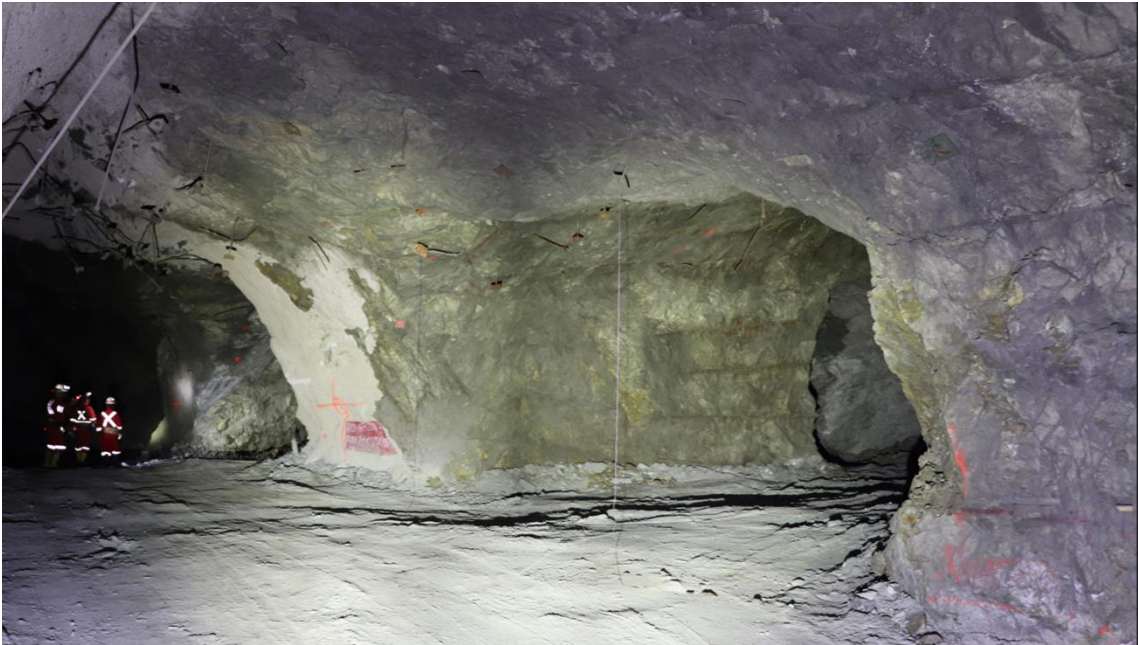


Ilustración 4: Rebaje explotado con el sistema de cuartos y pilares ascendente; los pilares están compuestos por sulfuro masivo. Cuando el mineral se encuentra fracturado es necesario aplicar concreto lanzado.

1.4.2 Fortificación

Desde que la operación inició, la Mina Tizapa se caracterizó por ser una mina complicada debido a la mala calidad de las rocas encajonantes (filita y esquistos), que en conjunto con las características estructurales del yacimiento han generado una gran incidencia de caídos de roca.

La fortificación es uno de los puntos más importantes ya que la Disciplina Operativa sumada a un control de calidad de los materiales han ayudado a la disminución de los accidentes por caído de roca, en los últimos 20 años.

En minera Tizapa se cuentan con tres tipos de fortificación: 1) Anclas de varilla corrugada; 2) Concreto Lanzado o Zarpeo y; 3) Cables de acero.

1.4.2.1 Anclaje

El anclaje es el principal tipo de soporte que llevan las obras, ya sea de desarrollo o de explotación, consiste en la colocación del perno de varilla corrugada (de 2.40 o 3.0 m según la profundidad) con resina de fraguado rápido (120 s). Actualmente se deben anclar todas las obras con un patrón de separación de 1.20 x 1.20 en un arreglo **a tresbolillo**. Cuando se trata de un rebaje se debe anclar tanto el alto del cuerpo, el mineral y en algunas ocasiones se debe anclar el bajo del cuerpo.

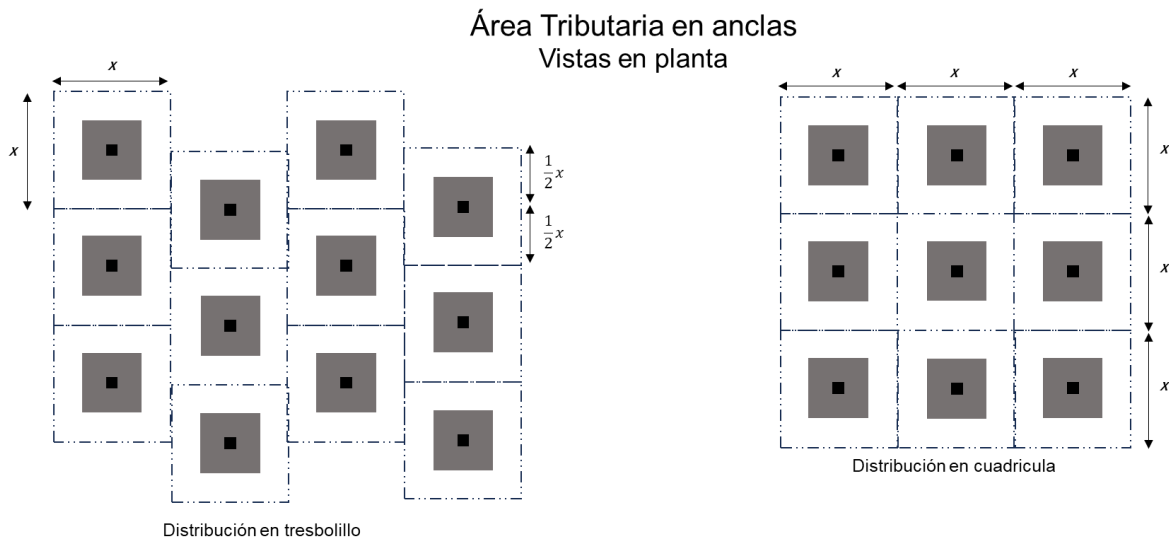


Ilustración 5: Plantillas de anclaje, plantilla a tresbolillo (derecha) utilizada en Minera Tizapa.

Según (Gatica-Jiménez, 2015) las ventajas e importancia del anclaje es: 1) se incrementa la estabilidad del terreno al “amarrar” el terreno dañado con una sección de roca sana; 2) la obra minera se asegura, reflejándose en mayor seguridad tanto al personal como a los equipos e infraestructura y; 3) disminuye la dilución provocada por caídos de la roca encajonante.

1.4.2.2 Concreto lanzado

La principal función del concreto lanzado vía húmeda en interior mina es evitar el intemperismo de la roca provocado por los cambios de temperatura o la presencia de humedad, de igual manera se aplica con la finalidad de evitar la caída de fragmentos de roca que pudieran causar daños al personal, instalaciones y equipos, se debe aplicar en rampas

principales, obras permanentes³ (estaciones eléctricas, de bombeo, cargaderos, nichos eléctricos, talleres, estaciones de BDD⁴, estaciones robbins⁵) y en accesos a los rebajes.

Este concreto debe tener ciertas especificaciones, por ejemplo, debe tener una resistencia 250 kg/cm² y, además dependiendo del tipo de obra será el espesor requerido. En el caso de obras permanentes se debe aplicar una capa de al menos 2", mientras que en las obras temporales⁶ un espesor de al menos 1", dependiendo de la recomendación puntual de la obra.



Ilustración 6: Sección de rebaje 540C, el cual posee los 3 tipos de soporte, anclaje sistemático primario, concreto lanzado al alto y cables de 7.0m de longitud a lo largo de la obra. Rebaje explotado con un sistema de corte y relleno ascendente. Imagen propia.

El método de instalación de este soporte es seguro, ya que a parte de aplicarlo por vía húmeda se hace con ayuda de un robot lanzador, en donde el operador puede posicionarse en un lugar seguro mientras que la pluma y boquilla de la maquina realizan el lanzado. Una de las consideraciones que se debe tener es que la presión de aire debe ser de al menos 6 bar.

³ Obras permanentes. Obras cuyo objetivo es mantenerse en funcionamiento y disponibles sin interrupción.

⁴ BDD. Barrenación de Diamante.

⁵ Estación robbins. Punto donde se coloca una máquina para realizar un contrapozo, ya sea para ventilar, para chorrear tepetate o colocar servicios.

⁶ Obras temporales. Son obras que están destinadas a ser utilizadas por un periodo corto (cuatro a ocho meses). Son afectadas continuamente por el ciclo de minado.

La forma correcta de aplicar el concreto es ubicando la boquilla de forma perpendicular a la superficie a lanzar, con ello disminuye el rebote del concreto.

1.4.2.3 Cables

La instalación de anclaje largo (o cableado) se realiza con un equipo Sandvik DS421, en función con la caracterización geomecánica del área en conjunto con el análisis del levantamiento geológico-estructural, se utiliza una longitud mínima de 7.0 m y puede ser instalado en cualquier tipo de obra.

Los cables tienen un diámetro de 5/8” y son cementados con una mezcla de agua/cemento en una relación de 0.3⁷. Estos cables pueden llevar una orientación e inclinación dependiendo de la formación de cuñas o estructuras a sujetar. Una vez instalados, en el caso de obras permanentes, los cables deben ser tensados a 7.0 t, para el tensado se utiliza un equipo de la marca DSI modelo Mark II, el cual además del propio tensador cuenta con un manómetro para verificar la tensión del cable y una bomba hidráulica con la cual se aplica la presión.

Tensador *Mark II* – *DSI Underground* ®

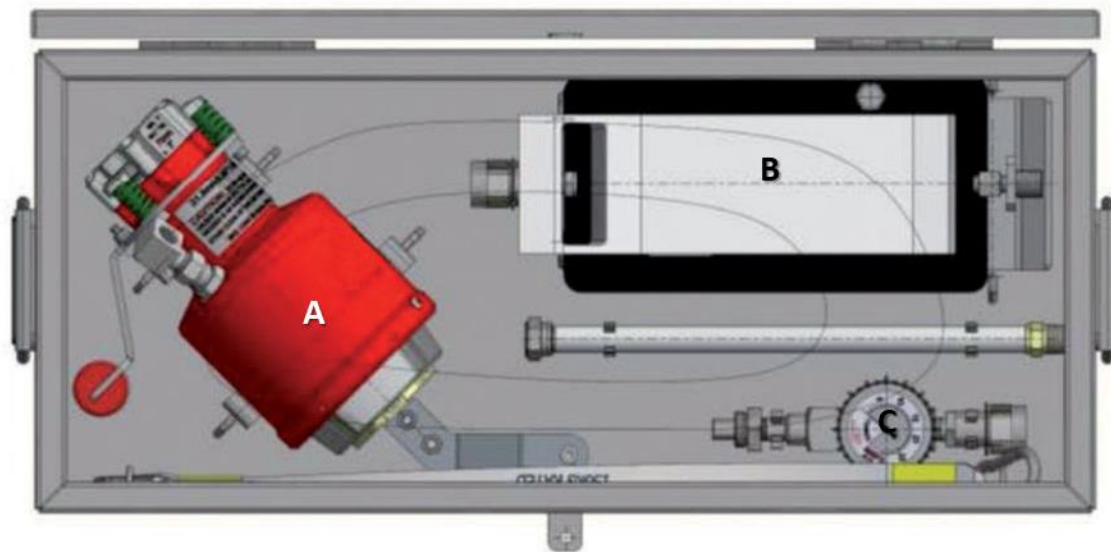


Ilustración 7: Kit tensador Mark II de DSI, donde A es el tensador, B es la bomba de presión y C es el manómetro.

⁷ Por cada 100 kg de cemento se debe trabajar con 30 l.

La forma de instalación del soporte largo o cableado se hace con un equipo Sandvik DS421, el cual tiene la capacidad de realizar barrenación de hasta 30 m. El equipo se debe posicionar de acuerdo con lo indicado por el personal de mecánica de rocas (supervisor o asesor de área), de esta manera se podrá anclar de acuerdo con las características estructurales de la zona.

El equipo primero realiza una barrenación con una broca de 2”, de acuerdo con el procedimiento interno PI-12-08 “Procedimiento para realizar anclaje largo con cabolt”, se deben tener al menos seis barrenos hechos para poder comenzar con la instalación del cable.

Una vez que se encuentran los barrenos se debe comenzar con la preparación de la mezcla de agua/cemento, el operador con ayuda de su ayudante deberá orientar la punta del cable para introducirlo a la par que se está inyectando la mezcla del fondo del barreno hacia fuera hasta que sea llenado en su totalidad el barreno.



Ilustración 8: Equipo Sandvik DS421 trabajando en rebaje de producción.

1.4.3 Barrenación larga

El método de barrenación larga consiste en la explotación del mineral a través de la generación de cámaras desde cada uno de los subniveles que lo componen, también llamados *sill* de explotación y *sill* de extracción. Para que un yacimiento pueda ser explotado con este método debe tener ciertas características:

- Yacimientos verticales/semiverticales, con un echado mayor a 60° , de esta manera se puede permitir que la carga disparada pueda correr a lo largo de la tabla del bajo.
- Roca encajonante competente, aplicable para el alto y bajo de la estructura. Sin esta característica el riesgo de colapso de cualquier contacto y con ello el aumento de la dilución⁸.
- Límites regulares del cuerpo. La regularidad del cuerpo permite que la dilución se mantenga por debajo del 20% ya que no es un método selectivo y cualquier intercalación o zona no económica debe ser minada, además de que si hay ramaleos no será posible tumbarlos.

Es un método seguro ya que la extracción del mineral deberá ser con el apoyo de equipos a control remoto, es considerado un método altamente productivo y exige poca mano de obra ya que requiere poca preparación.

La preparación de este método consiste en el diseño de una superficie o cámara que encajonará al cuerpo mineralizado y que sea estable. Una vez existe el diseño se excavan dos niveles, también llamados *sill*, uno en la parte inferior donde se hará la extracción del mineral y otro en la parte superior que será para la explotación (barrenación, cargado y disparado).

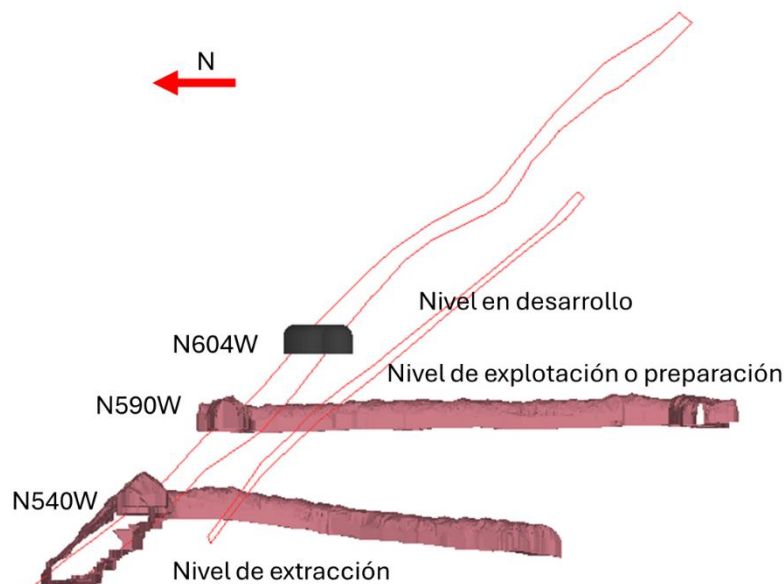


Ilustración 9: Sección N-S, que muestra la preparación del bloque poniente para barrenación larga. En rojo (contorno) modelo geológico, en rosa infraestructura existente y en gris el siguiente subnivel planeado.

⁸ Dilución: Reducción de la ley por la cantidad de material por debajo de la ley de corte o tepetate que se mezcla con el material económico.

La explotación se realiza de forma ascendente, generalmente se pueden presentar diferencias entre niveles desde 40 m hasta 120 m, dependiendo de las características geomecánicas de la roca de la mina.

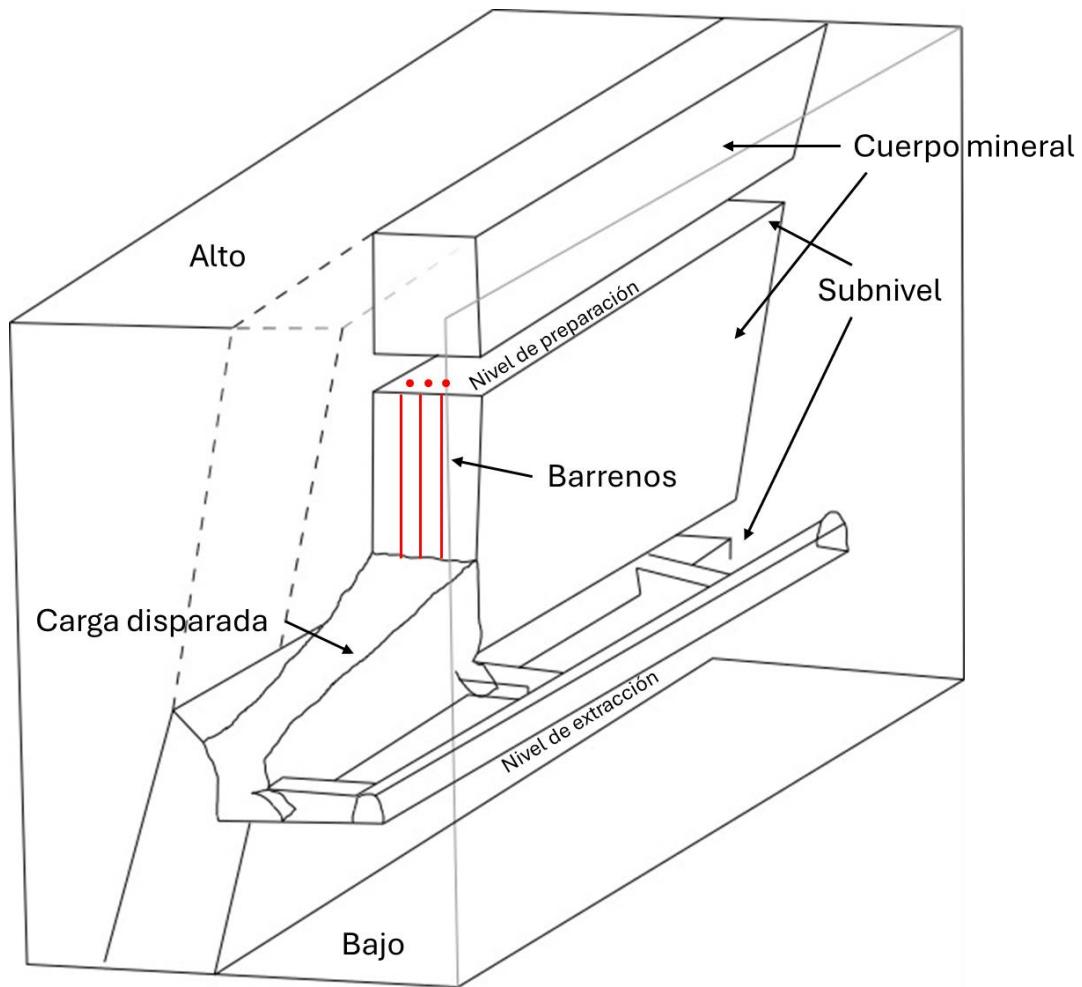


Ilustración 10: Esquema general de la barrenación larga (BL), esquematiza los subniveles, tanto de preparación como de extracción.

1.5 Justificación

Con el objetivo de incrementar la producción y de implementar un método de explotación que otorgue mayor seguridad en la operación, en Minera Tizapa se ha propuesto la implementación de un sistema de explotación de Barrenación Larga (BL).

El análisis geomecánico se ha llevado a cabo por el departamento de Mecánica de Rocas de Minera Tizapa, el cual tuvo por objetivo recabar la información geotécnica de interior de mina y de barrenos de exploración cercanos al área de trabajo propuesta. De modo que, al tener una sólida base de datos, los cálculos puedan otorgar: 1) la viabilidad de un proyecto de BL y 2) las dimensiones de los bloques a explotar. De igual manera ayuda a seguir aportando información geomecánica del yacimiento para su mejor entendimiento y aprovechamiento.

1.6 Objetivos

El presente trabajo tiene el objetivo de informar las actividades que se han desarrollado en el departamento de Mecánica de Rocas en la Unidad Minera Tizapa, durante un año. Donde se han aplicado las bases teóricas para la caracterización del macizo rocoso y con ello determinar la factibilidad de un método de barrenación larga, mediante la técnica de número de estabilidad de Mathews.

1.7 Objetivos particulares

Realizar caracterizaciones geomecánicas de la roca *in-situ* y en barrenos de exploración para identificar su comportamiento geotécnico.

Con las caracterizaciones realizar, una base de datos sólida con la información geotécnica y espacial de cada caracterización, para su posterior análisis e interpretación.

A partir de los mapeos geológicos, elaborar secciones donde se pretende proyectar los rasgos estructurales que posee el cuerpo en la zona a analizar.

A través del criterio del N° proponer las dimensiones y evaluar la factibilidad de un método de barrenación larga en Minera Tizapa.

1.8 Perfil profesional en la Unidad Minera Tizapa

Como egresado de ingeniería geológica he participado en el departamento de Mecánica de Rocas, como supervisor, desempeñando diversas actividades que son de importancia para la operación de la mina, ya que con ella no sólo se busca entender el comportamiento de la roca y anticiparnos a posibles problemas de estabilidad, sino que también eficientizar y garantizar la calidad en los productos de soporte.

Las caracterizaciones permiten entender cómo se comporta la roca, estimar el tipo de soporte y poder prevenir accidentes provocados por un caído de roca, por otro lado, la caracterización geotécnica en núcleos de roca ha permitido obtener una aproximación al comportamiento del cuerpo mineral y de la roca encajonante, ya que la mayoría de las ocasiones los barrenos se encuentran dirigidos a zonas del yacimiento donde aún no se han desarrollado obras.

A partir de los mapeos geológicos se realizan recomendaciones, donde se proyectan los rasgos estructurales reales y con el apoyo de programas computacionales especializados como Dips, Undwedge y StudioRM se puede hacer una aproximación tridimensional de la formación de cuñas y el soporte que se requiere, que hay que revisar. Además de generar recomendaciones para rebajes nuevos, y rampas en desarrollo.

Sin embargo, las actividades no se limitan a las cuestiones geológicas ya que actualmente el departamento de Mecánica de Rocas es el encargado del soporte por medio del anclaje largo, el cual se realiza con el equipo Sandvik DS421.

Aunado a lo anterior también somos responsables de las pruebas de calidad en el soporte de la mina: 1) realizando pruebas de extracción de anclas o *pull test* donde se prueba la calidad del acero con el que se ancla, la capacidad de carga y tensión de rotura, así como la resina que se utiliza en el proceso, de la cual se analiza la capacidad de carga en conjunto con el ancla, así como la compatibilidad con el terreno. También se realizan 2) pruebas de calidad al concreto lanzado, en las cuales se mide el revenimiento de éste, así como el rebote derivado de la aplicación y la resistencia a la compresión simple después de 28 días de haberse aplicado.

2. Marco teórico

2.1 Selección de método de minado

Un sistema (o método) de minado es la explotación económica de minerales bajo condiciones seguras y eficientes, integrando los recursos humanos, materiales y técnicos, apegándose a las características únicas de cada depósito mineral, para eficientizar el costo, generar el máximo aprovechamiento y sin poner en riesgo al personal.

Una de las metodologías para determinar la factibilidad o selección de un sistema de minado es la que propone David E. Nicholas en 1981, la cual considera métodos de minado subterráneo, basándose en dos parámetros: 1) geometría y distribución del depósito; y 2) resistencia a la compresión simple de la roca para el techo, piso y cuerpo mineral.

Tabla 1: Parámetros para la selección de un método de minado.

Características espaciales / geometría del depósito.

- a. Descripción de la geometría del yacimiento
- b. Descripción de la potencia del yacimiento
- c. Inclinación del yacimiento
- d. Profundidad del yacimiento
- e. Distribución de leyes del yacimiento

Características geomecánicas

- a. Resistencia de la Roca Intacta (Resistencia a la compresión simple)
- b. Número de estructuras
- c. Condición de las estructuras

Costos de operación

Aspectos ambientales

Nicholas (1981) considera 10 sistemas de minado, los cuales los clasifica en 3 grupos: a) soporte con pilares rígidos; b) de subsidencia controlada; y c) hundimiento. Para poder realizar una selección de alguno de ellos se proponen dos pasos, el primero de ellos es determinar las características del depósito y una vez que se tengan se le asigna un valor a cada característica, realizando una evaluación para cada método.

Cada método debe ser valorado para la geometría y para las características geomecánicas del alto, bajo y del cuerpo mineral, pudiendo quedar clasificado en cuatro tipos:

- Preferente (3 – 4). Las características del yacimiento son compatibles con el método de minado.
- Probable (1 – 2). Se presentan características que pueden permitir que el método sea usado.
- Improbable (0). Si las características existen, es improbable que se pueda aplicar el método porque no es compatible
- Descartado (-49). Las características no permiten que el método pueda ejecutarse.

Tabla 2: Evaluación de la geometría del yacimiento según David E. Nicholas (1981).

Sistema de Minado	Forma general			Espesor del cuerpo				Echado del cuerpo			Distribución de mineralización		
	M	T/P	I	N	I	T	VT	F	I	S	U	G	E
Open Pit	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square Set	0	2	4	4	4	1	1	1	3	3	3	3	3
	M= Masivo T/P= Tabular I= Irregular			N= Angosto I= Intermedio T= Grueso VT= Muy grueso				F= Plano (Angulo bajo) I= Angulo intermedio S= Angulo alto			U= Uniforme G= Gradual E= Errática (muy dispersa)		

Las siguientes tablas hacen referencia a la evaluación de las características geomecánicas del alto, bajo y cuerpo mineral, para entenderlas se tiene un código para que se le pueda asignar un valor (Nicholas, 1981).

Tabla 3: Clave para interpretar y evaluar las características geomecánicas de acuerdo con David E. Nicholas (1981).

Resistencia a la compresión simple de la roca		
W = DEBIL	5 – 50 MPa (50.99 – 509.86 kg/cm²)⁹	
M = MODERADA	50 – 100 MPa (509.86 – 1019.72 kg/cm²)	
S = FUERTE	100 – 250 MPa (1019.72 – 2549.30 kg/cm²)	
Espaciamiento entre fracturas	Fracturas por metro	Espaciamiento (m)

⁹ Factor de conversión de MPa a Kg/cm²: 1 MPa = 10.1972 kg/cm²

VC = MUY CERRADO C = CERRADO W = ABIERTO VW = MUY ABIERTO	RQD = 0 – 20% RQD = 20 – 40% RQD = 40 – 70% RQD = 70 – 100%	>16 10 – 16 3 -10 3	>1.5 m 1 - 1.5m 0.3 - 1 0.3 m
Resistencia de las fracturas		Valores de ángulo de fricción interna y cohesión	
W = DEBIL	Fractura limpia con una superficie suave o rellena de material con una resistencia menor a la roca	5 – 25°, 10-200 KPa (0.1019 – 2.039 kg/cm ²) ¹⁰	
M = MODERADA	Fractura limpia con una superficie poco rugosa.	25-44°, 200-400 KPa (2.039 – 4.078 kg/cm ²)	
S = FUERTE	Fractura con relleno de material con resistencia igual o mayor a la de la roca.	>45°, >400 KPa ¹¹ (>4.078 kg/cm ²)	

Para interpretar las *tablas 4, 5 y 6* se toma en cuenta los parámetros que se encuentran descritos en la *tabla 3*.

Tabla 4: Evaluación de las características geomecánicas del alto del cuerpo de acuerdo con David E. Nicholas (1981).

Sistema de Minado	Resistencia a la compresión simple de la roca			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las fracturas		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut and Fill	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square Set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Tabla 5: Evaluación de las características geomecánicas del cuerpo mineral de acuerdo con David E. Nicholas (1981).

Sistema de Minado	Resistencia a la compresión simple de la roca			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las fracturas		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4

¹⁰ Factor de conversión de KPa a Kg/cm²: 1 KPa = 0.0102 kg/cm²

¹¹ Valores de ángulo de fricción y cohesión.

Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Square Set	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Tabla 6: Evaluación de las características geomecánicas del bajo del cuerpo de acuerdo con David E. Nicholas (1981).

Sistema de Minado	Resistencia a la compresión simple de la roca			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las fracturas		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square Set	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Por otro lado, Howard Hartman y Jan Mutmansky en su obra *Introductory Mining engineering* proponen los siguientes parámetros:

- Características espaciales
- Condiciones geológicas e hidrológicas
- Propiedades geotécnicas
- Consideraciones económicas
- Factores tecnológicos
- Aspectos ambientales

Sin embargo, para determinar el mejor método de minado de un yacimiento mineral, además de las características geomecánicas, es importante conocer otros factores que también son de suma importancia, a saber:

- Estado local de esfuerzos.

Se define como estado de esfuerzo al conjunto de los vectores de esfuerzo que actúan sobre un plano. Principalmente se consideran tres esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3

diferentes a cero. Es importante ya que con ello se podrían orientar las obras con su dimensión mayor paralela a la dirección del esfuerzo principal mayor.

- Rasgos estructurales

Para la estabilidad de obras mineras es importante conocer si estas se encuentran afectadas por fracturas, fallas, zonas de oxidación o algún otro rasgo que pueda causar inestabilidad

- Geología estructural

A partir de un buen levantamiento geológico estructural se pueden determinar rumbos y orientación de los túneles y dirección de minado para evitar algún problema de estabilidad.

- Dimensión del depósito mineral

Los rasgos físicos de un depósito pueden ser claves para la selección o discriminación de los métodos de explotación. Por ejemplo, un yacimiento con inclinación menor a 40° puede ser explotado con un método de cuartos y pilares, y corte y relleno y un cuerpo con un echado casi vertical, además de calidad buena, podría optarse por un método de barrenación larga.

- Leyes del depósito

Comúnmente cuando hay un depósito de baja ley, el método que se elige debe ser de alta producción, bajo costo y poca selectividad, p.e. barrenación larga. Mientras que un depósito de alta ley optaría por un método de baja producción, costo elevado y alta selectividad, p.e. corte y relleno.

- Dimensionamiento de obras

Considerando las propiedades geotécnicas de las rocas, uno de los factores importantes para la selección de un sistema de minado es el dimensionamiento de las obras, se deben contemplar en su diseño el equipo que se utilizará, la instalación de servicios, etc.

Deben ser lo suficientemente grandes para cumplir su objetivo sin llegar a abrirse más de lo necesario ya que el desarrollo implica costos que pueden ser empleados para otros fines.

2.2 Clasificación del Macizo Rocoso.

A diferencia de otros materiales, las rocas presentan características únicas, por definición, una roca es un material complejo, y en la mayoría de las ocasiones heterogéneo y anisotrópico, por lo que puede tener variación de sus propiedades (Bieniawski, 1989).

A lo largo del tiempo se han diseñado algunos sistemas de clasificación del macizo rocoso, el objetivo principal ha sido brindar herramientas para que las excavaciones puedan realizarse bajo un diseño ingenieril, desde Terzaghi en 1946, los sistemas de clasificación de la roca han ido evolucionando, considerando nuevos aspectos y tecnología de soporte (concreto lanzado, anclas de reforzamiento, etc.) y se han ido adaptando a diferentes necesidades: túneles, minas, taludes, cimentaciones. Actualmente en la minería mexicana se utilizan dos principales sistemas: RMR y Q, el primero, desarrollado en 1973 y modificado en 1989 por el Profesor Z. T. Bieniawski, mientras que el segundo fue propuesto por el Dr. Nick Barton en 1974. Para Hudson & Harrison (1997) existe una ventaja tanto del Rock Mass Rating (RMR) como del Sistema Q, la cual es que ambos consideran algunos parámetros relacionados con las condiciones geométricas y mecánicas del macizo rocoso.

Para Bieniawski (1989) los objetivos de una clasificación del macizo rocoso son:

- a. Identificar los parámetros que tiene mayor influencia en el macizo rocoso.
- b. Dividir el macizo rocoso en grupos de comportamiento geomecánico similar.
- c. Proveer las bases para entender las características de cada grupo o clase.
- d. Correlacionar las condiciones de la roca en un determinado sitio con las condiciones que se encuentran en otros lugares.
- e. Generar datos cuantitativos y una guía para un diseño ingenieril.
- f. Proveer las bases para la comunicación entre geólogos e ingenieros.

Por otro lado, para Barton (1974) existen ciertos parámetros geomecánicos de la roca, los cuales son fundamentales para la decisión del soporte en una excavación, incluso crítica que hay sistemas de clasificación que ignoran parámetros que considera importantes como la rugosidad, la carga de la roca y los esfuerzos friccionales de las discontinuidades.

2.2.1 Carga de Roca (*Rock Load*) – Karl von Terzaghi (1946)

La aportación de Karl von Terzaghi se basa en evaluar la carga que debería soportar un marco de acero en los túneles. Fue pionera en la implementación de sistemas de clasificación del macizo, aunque no de manera cuantitativa, si propone un concepto que después serviría para determinar el arco de carga en una excavación, además de que hacía énfasis en la importancia de la geología durante la ejecución del proyecto, y proponiendo una descripción de la roca en términos del avance en la excavación del túnel.

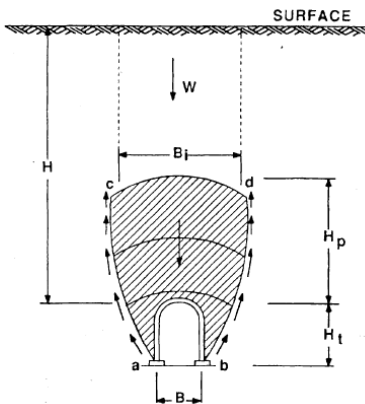


Ilustración 11. Concepto de Terzaghi, donde B es el ancho de la excavación, W el peso de la carga de roca, Ht altura del túnel, Hp es la carga de la roca a soportar.

1. Roca inalterada. No tiene fisuras por lo que al romperse lo hace a través de roca sana. Después de una voladura pueden caer del techo fragmentos de roca durante horas o días. Esta clase puede sufrir explosiones de roca, es decir, la separación espontánea y violenta de láminas de roca, ya sea de paredes o techo.
2. Roca estratificada. Constituida por capas con poca o ninguna resistencia a la separación a lo largo del plano de estratificación. Puede presentarse fracturamiento transversal, en este tipo de roca se presentan caídos constantemente.
3. Roca medianamente fracturada. Tiene fracturas, pero los bloques se encuentran soldados. Puede presentarse caído y estallido de roca.
4. Roca agrietada. Es una roca donde los fragmentos se encuentran separados unos de otros y no embonan.
5. Roca triturada. Es una roca que parece producto de una trituradora.

6. Roca descomprimida. No se aprecia aumento de volumen por la poca cantidad de arcillas expansivas.
7. Roca expansiva. Se encuentra limitada a rocas que contienen minerales arcillosos como la montmorillonita, con una gran capacidad de expansión.

Tabla 7: Clasificación de carga de roca original de Karl von Terzaghi (1946).

Estado de la roca	Carga de roca H_p	Soporte y reforzamiento
Dura y masiva	0	Solo se requiere de reforzamiento en caso de caído o estallido.
Dura pero estratificada o esquistosa	0 a 0.5B	Reforzamiento como protección contra caídos.
Masiva, ligeramente fisurada	0 a 0.25B	
Medianamente fracturada	0.25B a 0.35(B+Ht)	No hay presión lateral
Muy fracturada en bloques y fracturas abiertas	(0.35 a 1.10) (B+Ht)	Poca o ninguna presión lateral.
Totalmente triturada pero químicamente inalterada	1.10 (B+ht)	Presiones laterales considerables. Requiere marcos circulares
Roca comprimida	1.10 a 2.20 (B+Ht)	Considerable presión lateral. Se requiere plantilla apuntalada, recomendable usar marcos circulares.
Roca comprimida a gran profundidad	2.10 a 4.50 (B+Ht)	
Roca expansiva	Hasta 250 ft	Marcos circulares indispensables. En caso necesario utilizar refuerzo elástico.

2.2.2 Tiempo de Sostenimiento (Stand-Up Time) – H. Lauffer (1958)

Lauffer propuso un tiempo de sostenimiento para cualquier claro sin soporte, todo esto basado en la experiencia previa sin tomar en cuenta algún dato geomecánico. El tiempo de sostenimiento sin soporte es aquel periodo en el que una excavación puede permanecer abierta antes del colapso.

Esta clasificación introdujo el concepto del claro y tiempo de soporte como parámetros importantes para determinar el tipo de soporte de un túnel, además de que sirve como influencia para sistemas de clasificación recientes.

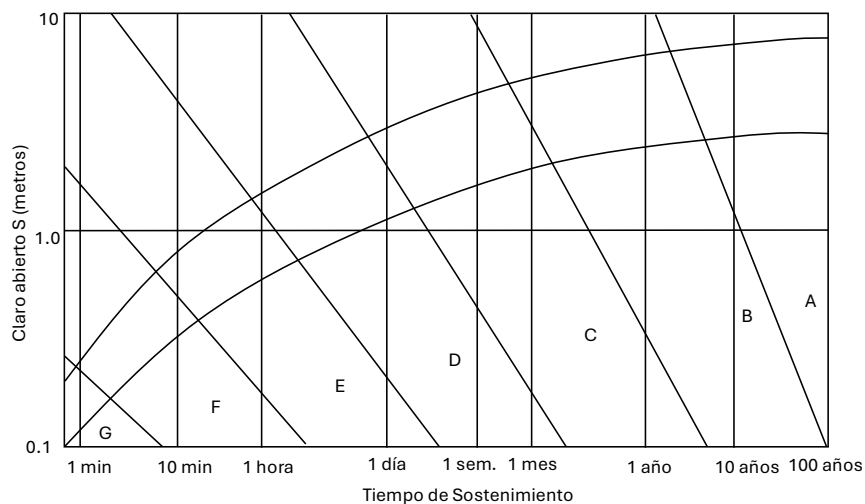


Ilustración 12: Relación entre claro abierto y tiempo de sostenimiento para diferentes tipos de roca. Donde A es una roca muy buena, como la roca inalterada de Terzaghi y G una roca muy mala como la roca expansiva de Terzaghi. Modificado de Hoek E. & Brown E.T. (1985).

Tabla 8: Clase y tipo de roca propuesta por H. Lauffer para el concepto de tiempo de sostenimiento.

Clase	Tipo de Roca	Calidad del Terreno
A	Roca sana	Muy bueno
B	Roca sana, compacta pero fracturada	Bueno
C	Roca bastante fracturada o algo alterada	Medio
D	Roca muy fracturada o bastante alterada o blanda	
E	Roca triturada o muy alterada	Malo
F	Roca muy blanda. Terrenos arcillosos	
G	Características similares a los suelos	Muy malo

2.2.3 RQD – Rock Quality Designation – Don U. Deere (1964)

El índice RQD fue introducido por Don U. Deere en la década de 1960, se basó en la recuperación de núcleos obtenidos con perforación a diamante. Resulta un sistema muy útil para obtener la clasificación de la roca en términos de que tan fracturada se encuentra, además de la forma de obtención resulta fácil y sencilla.

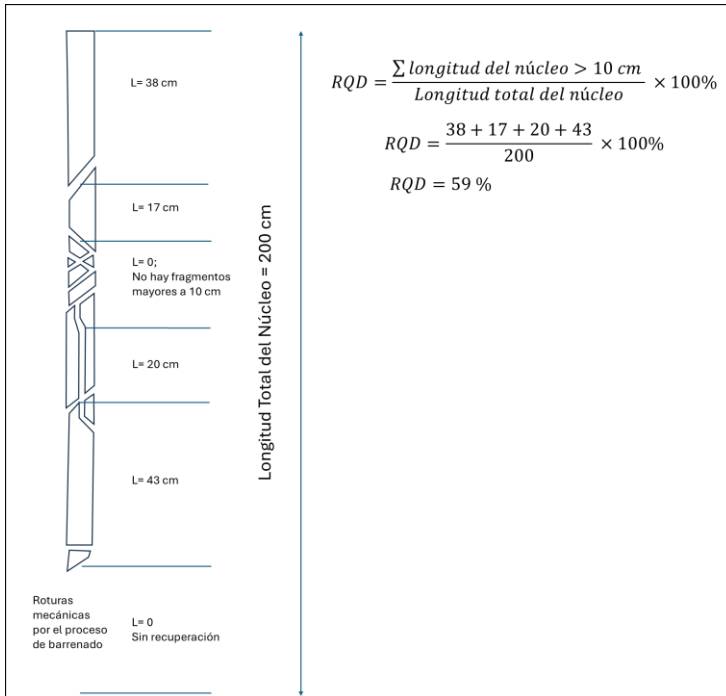


Tabla 9: Clasificación según RQD (%)

RQD	Calidad
< 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Ilustración 13: Determinación del RQD.

2.2.4 RMR – Rock Mass Rating – Bieniawski, 1973 (modificado 1989)

El Sistema RMR fue propuesto por Bieniawski en 1973, y ha sido modificado con el pasar de los años, siendo la última modificación la de 1989. Se trata de una propuesta que integra diversos factores para poder generar un entendimiento sobre el comportamiento de la roca *in situ*.

Para ello se proponen seis parámetros (A_n y B), donde cada uno se le asigna un determinado puntaje, donde una “evaluación alta” es sinónimo de buenas condiciones del macizo rocoso:

A₁. Resistencia a la compresión uniaxial. Puede ser determinado mediante un ensayo de compresión simple en laboratorio o una prueba de carga puntual.

A₂. RQD.

A₃. Espaciamiento entre discontinuidades. Es la distancia media entre cada plano de discontinuidad del macizo rocoso, y que se mide perpendicular a los planos de discontinuidad.

A₄. Estado de las discontinuidades. Considera la abertura de las discontinuidades, la continuidad, rugosidad de su superficie, la presencia de relleno.

A₅. Condiciones de agua subterránea. Hace consideración de la influencia que puede tener el flujo de agua subterránea.

B. Ajuste por orientación de discontinuidades. Este parámetro es importante ya que el conjunto de discontinuidades principal controla la estabilidad de la excavación.

$$A_1 + A_2 + A_3 + A_4 + A_5 - B^{12}$$

¹² Cada uno de los parámetros le corresponde una A_n, donde A₁ es la resistencia a la compresión uniaxial, A₂ es RQD, A₃ es el espaciamiento entre discontinuidades, A₄ es el estado de las discontinuidades y A₅ son las condiciones de agua. En el caso de B, es el ajuste por la orientación.

Tabla 10: Parámetros para la determinación del RMR.

Parámetro	Valores							
A1	Índice de Carga Puntual	>8 MPa > 81.58 Kg/cm ²	4-8MPa 40.79 – 81.58 Kg/cm ²	2-4 MPa 20.39 – 40.79 Kg/cm ²	1-2 MPa 10.20 – 20.39 Kg/cm ²			
	Resistencia a Compresión Simple	>200MPa > 2039.44 Kg/cm ²	100-200MPa 1019.72 – 2039.44 Kg/cm ²	50-100 MPa 509.86 – 1019.72 Kg/cm ²	25-50MPa 254.93 – 509.86 Kg/cm ²	10-25 MPa 101.97-254.93 Kg/cm ²	3-10 MPa 30.59-101.97 Kg/cm ²	1-3 MPa <30.59 Kg/cm ²
	Valor	15	12	7	4	2	1	0
A2	RQD	90 – 100	75 – 90	50 – 75	25 – 50	<25		
	Valor	20	17	13	8	3		
A3	Espaciamiento	>3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300mm	<50 mm		
	Valor	20	15	10	8	5		
A4	Estado de discontinuidades	Superficies muy rugosas, sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separadas < 1mm paredes de roca dura	Superficies algo rugosas. Separación <1 mm	Superficies pulidas o relleno < 5mm. Espaciamiento o fracturas abiertas 1-5mm Fracturas continuas	Relleno blando >5mm. O fracturas abiertas >5mm fracturas abiertas		
	Valor	30	25	20	10	0		
A5	Agua subterránea	Totalmente seco No hay infiltración	Húmedo <10 l/min	Mojado 10-25 l/min	Goteo 25-125 l/min		Flujo continuo >125 l/min	
	Valor	15	10	7	4		0	

Tabla 11: Ajuste por orientación de las discontinuidades de acuerdo con el tipo de obra.

Orientación y echado de las discontinuidades		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valores	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Clasificación del Macizo Rocoso	Excavación	Soporte		
		Anclaje	Concreto Lanzado	Marcos de Acero
Roca Muy Buena I RMR: 81-100	Cara completa 3 m de avance	Generalmente no requiere soporte, salvo anclaje puntual de acuerdo con los rasgos estructurales.		
Roca Buena II RMR: 61-80	Cara completa 1.0 - 1.5 m de avance Soporte completo al menos a 20 m del tope.	Localmente se recomienda anclas de 3.0 m de longitud, espaciadas a 2.50 m en el cielo de la obra con enmallado puntual.	50 mm en el cielo donde se requiera	-
Roca Regular III RMR: 41-60	Banco y avances. 1.5-3 m de avance por banco Soporte inmediato después de cada voladura Soporte completo al menos a 10 m del tope.	Anclaje sistemático de 4 m de longitud, espaciados 1.5 - 2 m en cielo y tablas con enmallado en el cielo.	50-100 mm en el cielo y 30mm en las tablas	-
Roca Mala IV RMR: 21-40	Banco y avances 1.0-1.5 m de avance Instalar soporte inmediato después de cada disparo.	Anclaje sistemático de 4-5 m de longitud, espaciados 1-1.50 m en el cielo y tablas con enmallado.	100-150 mm en el cielo y 100 mm en tablas	Marcos ligeros espaciados 1.50 donde se requiera
Roca Muy Mala V RMR: <20	Galerías 0.5 - 1.5 m de avance. Instalar soporte inmediato después de cada disparo. Considerar concreto lanzado como prioridad después de cada avance.	Anclaje sistemático de 5-6m longitud, espaciado 1-1.5 m en el cielo y tablas con enmallado.	150-200 mm en el cielo, 150 mm en tablas y 50 mm en el tope	Marcos de acero espaciados 0.75 m con refuerzo y revestidos en caso de ser necesario.

Tabla 12: Guía para excavación y soporte de la roca en túneles, de acuerdo con el RMR. Considerando una forma abovedada, ancho de 10m y un esfuerzo vertical <25MPa, construido con barrenación y voladura. Traducido y modificado de Bieniawski, Z.T., 1989.

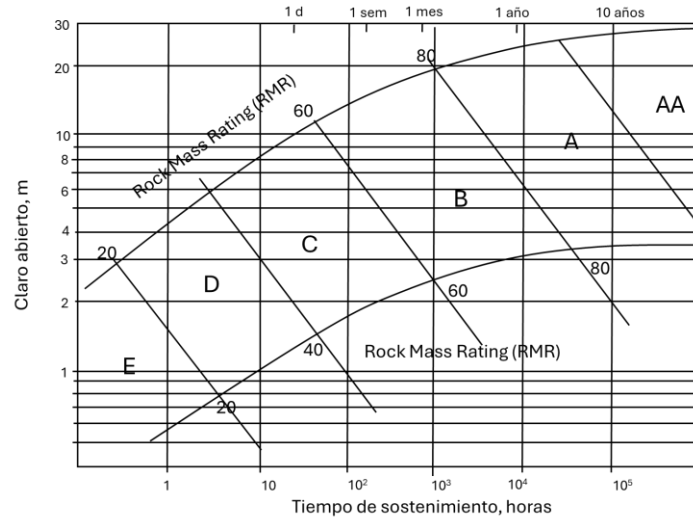


Ilustración 14: Relación entre el tiempo de sostenimiento de un claro abierto y la clasificación RMR, modificado de Lauffer (1988). A Roca Muy Buena, B Roca Buena, C Roca Regular, D Roca Mala, E Roca Muy mala

2.2.5 Sistema Q – Nick Barton, 1974

Diseñado en 1974 en Noruega por Nick Barton, en el Instituto Noruego de Geotecnia, al igual que el RMR ha sufrido modificaciones con el paso del tiempo. Se trata de un sistema cualitativo, el cual facilita el diseño del soporte en túneles. De manera similar cuenta con seis parámetros:

1. RQD = Rock Quality Designation
2. J_n = Número de familias de discontinuidades
3. J_r = rugosidad de las discontinuidades
4. J_a = alteración de las discontinuidades
5. J_w = Factor de reducción por presencia de agua
6. SRF = factor de reducción por esfuerzos.

Calculándose de la siguiente manera:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

- $\frac{RQD}{J_n}$ Hace referencia a la estructura del macizo rocoso, es la relación geométrica, es decir, el tamaño de bloques. El valor de Q aumentará a medida que el RQD incremente y el valor de J_n disminuya.
- $\frac{J_r}{J_a}$ Representa la rugosidad y las características friccionantes de las paredes de las discontinuidades.
- $\frac{J_w}{SRF}$ Es un factor ambiental, el cual describe las fuerzas activas, considera la presión del agua y el flujo y el estado de los esfuerzos in situ.

2.3 Barrenación larga

El método de barrenación larga consiste en la extracción del mineral mediante la generación de cámaras de grandes dimensiones. Es considerado un método muy seguro, de gran productividad y el porcentaje de recuperación puede ser de hasta 90%. Uno de los problemas que presenta la barrenación larga es que si el cuerpo es irregular o no tiene una inclinación uniforme se puede elevar el porcentaje de dilución.

Para que el método funcione se deben generar dos niveles (sill superior y sill inferior), donde uno servirá para la barrenación y el cargado de la voladura; y el otro servirá para la extracción del mineral. Desde la parte superior se realiza la barrenación que atravesará completamente la cámara, después se cargará y disparará siguiendo una secuencia. Para el rezagado del mineral es necesario equipos a control remoto, para que el operador se encuentre resguardado y libre de peligro.

2.4 Cuerpo Mineral

El cuerpo mineral se encuentra dividido por dos fallas regionales, resultando en tres estructuras o bloques (Oriente, Centro y Poniente). Cada bloque cuenta con sus rebajes, nombrándolo según la elevación sobre nivel del mar a la que se comenzó a abrir el mismo. Además de las obras de desarrollo como las rampas generales, de producción o cruceros de exploración, cada rebaje cuenta con sus accesos para poder ingresar.

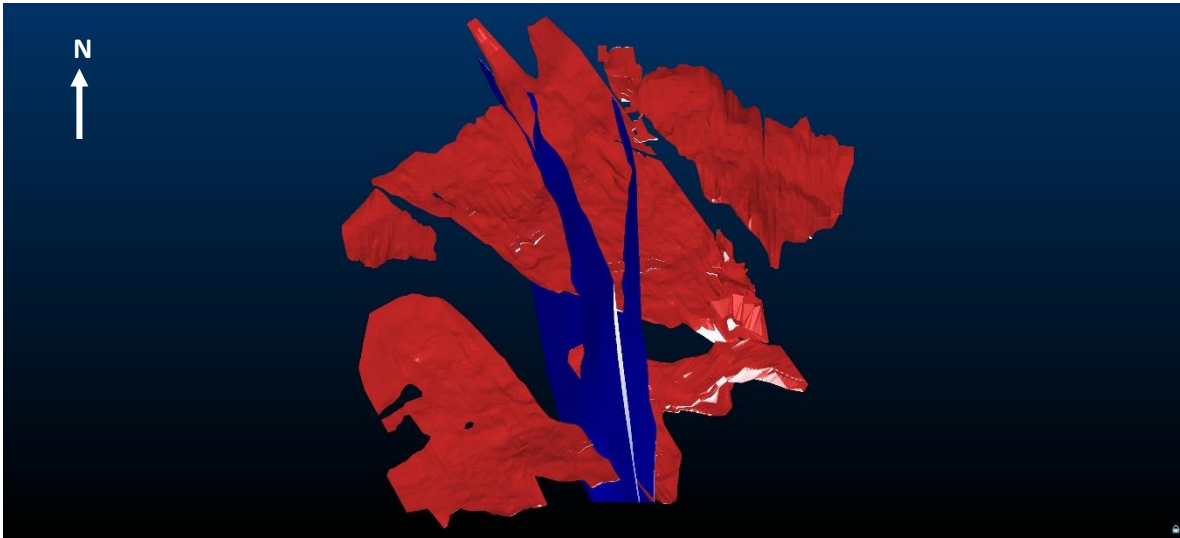


Ilustración 15: Vista en planta del modelo geológico que ilustra la separación que hay entre cada bloque, con rojo el sulfuro masivo y con azul cuerpo riolítico. Imagen propia obtenida en Studio RM.

Para este proyecto se propuso la apertura de un nuevo rebaje destinado a la explotación con un método de Barrenación Larga, dicho rebaje se ubicaría en el bloque poniente a la elevación 590 msnm.

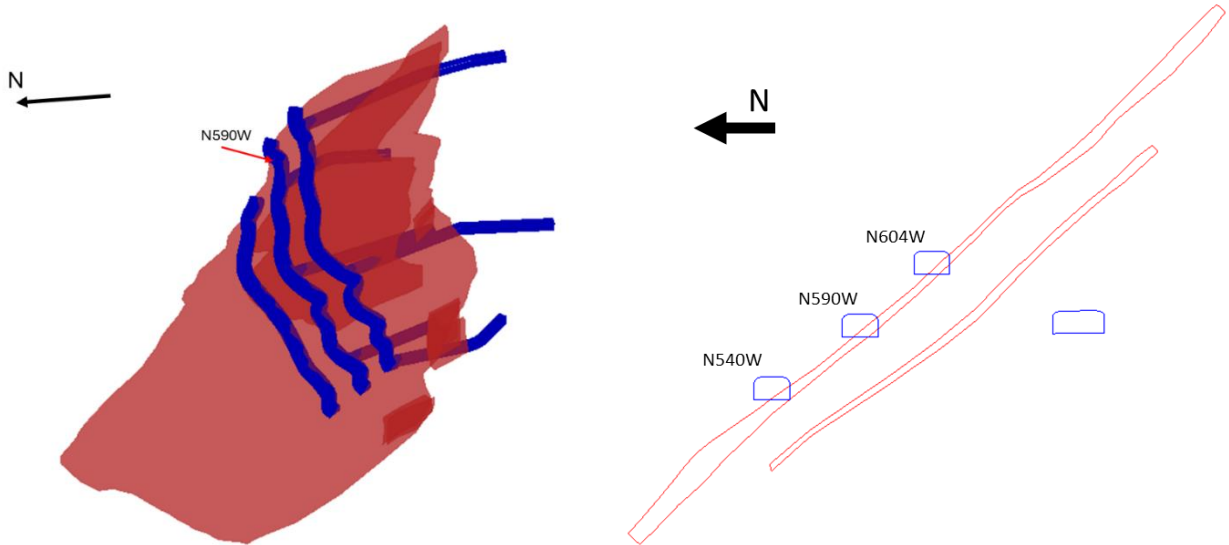


Ilustración 16: Izquierda: Propuesta de Rebaje 590W y 604W para la explotación de mineral mediante el sistema de barrenación larga. Debajo del N590W el proyecto para nivelar elevación del rebaje 540W. Derecha: Sección N-S con vista al oriente de la traza mineral (rojo) con las propuestas de rebajes (azul).

2.5 Método gráfico de estabilidad.

En general los métodos gráficos son una herramienta empírica de diseño que toma en cuenta la geometría de la excavación con las propiedades mecánicas de la roca y un criterio de estabilidad.

Los métodos gráficos han sido utilizados en las últimas tres décadas, esta herramienta se basa en una base de datos histórica que se encuentra compuesta por información de la calidad de la roca, geometría y condición de estabilidad (Pérez Carrasco, 2015).

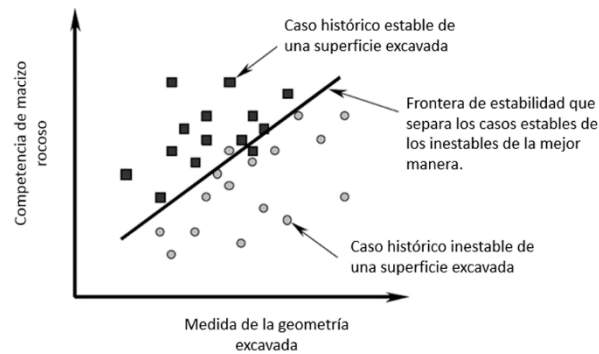


Ilustración 17: Gráfica general del método gráfico.

2.6 Método de Mathews.

El método gráfico que propone Mathews utiliza dos factores, el número de estabilidad N , el cual representa la capacidad de la roca de no colapsarse bajo condiciones de esfuerzos; y el factor de la forma (S) o radio hidráulico (HR). Contempla 26 casos de cámaras explotadas a más de 1000 m de profundidad.

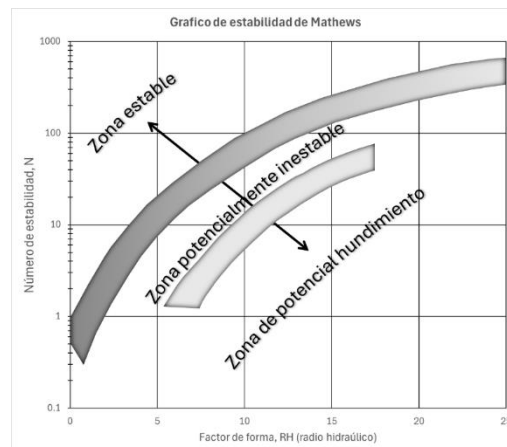


Ilustración 18: Gráfico de Mathews, propone tres zonas en función del N y Radio Hidráulico (HR).

Mathews propone en su gráfico tres áreas:

- a. Zona estable. Aquella donde la excavación se mantiene en buen estado sin necesidad de un soporte robusto.
- b. Zona potencialmente inestable o de transición. La excavación requiere de soporte para disminuir el riesgo de colapso, debido a la presencia de elementos estructurales o a la competencia del macizo rocoso.
- c. Zona de potencial hundimiento o colapso. La excavación tiene gran probabilidad de que falle y colapse.

Tal como se mencionó, la implementación de este método requiere de dos factores:

- Radio Hidráulico (RH) o factor de forma (S): es la razón entre el área y el perímetro de la superficie.

$$Rh = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} = \frac{w \times h}{2w + 2h}$$

- Número de estabilidad N: combina distintos valores geotécnicos para cuantificar la capacidad de una superficie para mantenerse estable. Considera los factores A, B y C, además de un factor Q'.

$$N = Q' \times A \times B \times C$$

- A. Es la relación entre la resistencia a compresión simple de la roca y los esfuerzos de compresión inducidos, actuando paralelamente a la cara libre que se está analizando.
- B. Es la medición entre la orientación del sistema de fracturamiento dominando con respecto a la excavación.
- C. Es la medición de la influencia de la gravedad en la estabilidad de la pared que se está analizando.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a}$$

- RQD/J_n, es la relación del tamaño de bloques para un macizo rocoso fracturado.
- J_r/J_a, es la relación de resistencia y rigidez de las superficies de las fracturas.

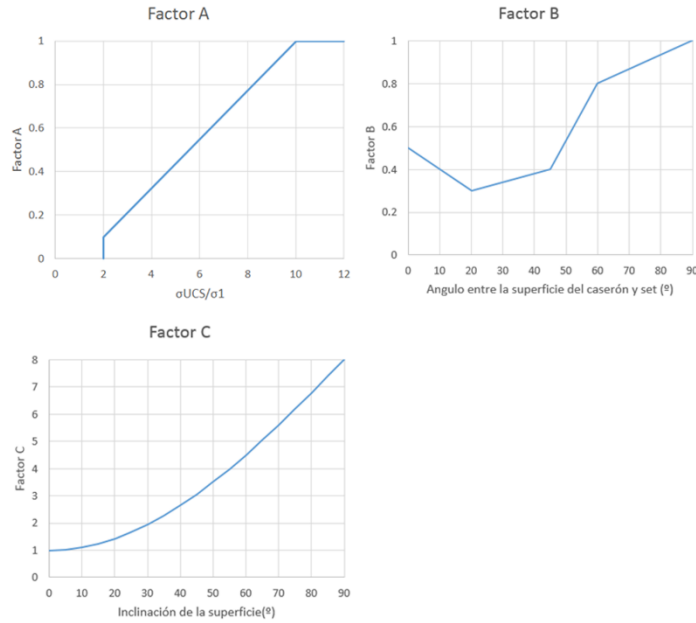


Ilustración 19: Gráficas de ajuste de Mathews para la obtención de N.

2.7 Método de Potvin

En 1988 se propone una modificación al gráfico de Mathews, en este caso Potvin utilizó 242 casos históricos, de los cuales 176 fueron de cámaras sin soporte y 66 con soporte, ambos recolectados en Canadá.

Propone 3 zonas de estabilidad:

- Zona estable: Estabilidad con pequeños desprendimientos locales, donde no se requiere de un soporte y reforzamiento mayor.
- Zona inestable: Habrá desprendimientos locales que pueden llegar a ser considerables hasta que se forme un contorno arqueado estable. Es recomendable el uso de soporte y reforzamiento.

- Zona de hundimiento o colapso: Existe una inestabilidad potencial, donde puede ocurrir caídas de roca a lo largo de las paredes o colapsar totalmente.

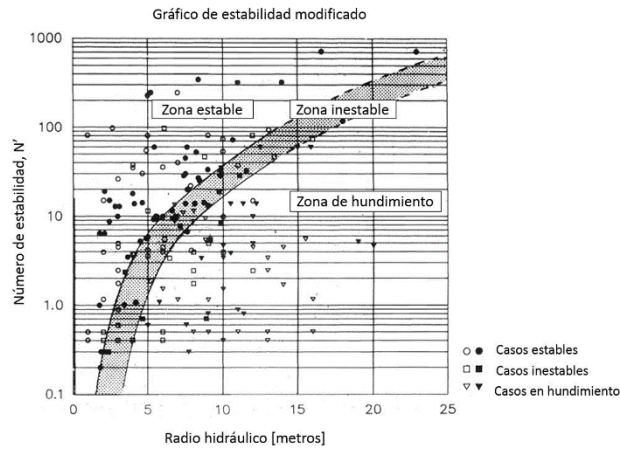
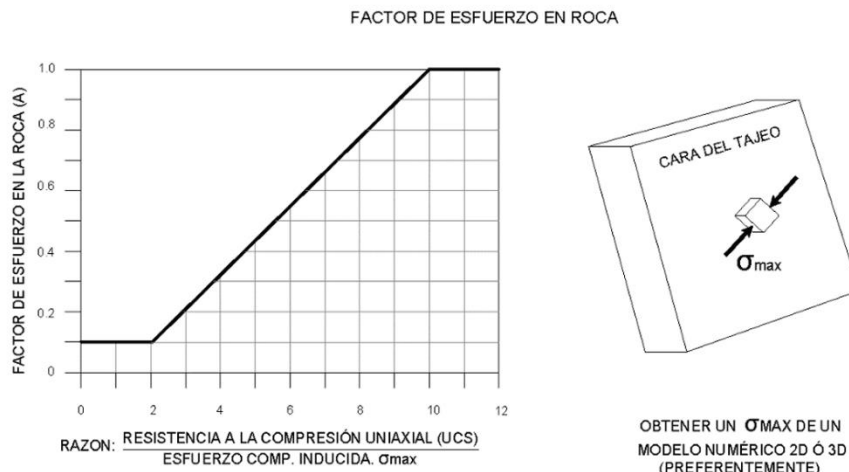


Ilustración 20: Gráfico de estabilidad modificado, se muestran 3 zonas.

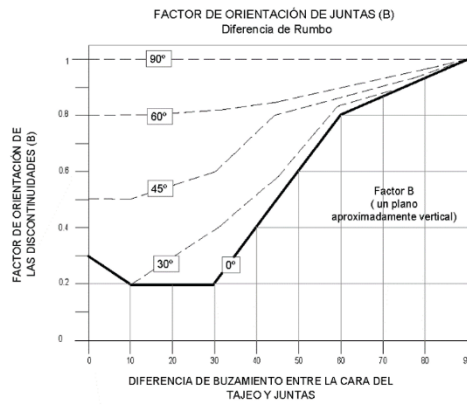
De manera similar al método de Mathews, es necesario la obtención de dos factores: número de estabilidad modificado (N') y el radio hidráulico. El valor del N' se obtiene de manera similar al N , cambiando las gráficas de ajuste de cada factor, además de considerar la falla por gravedad como dos tipos: caída por gravedad y deslizamiento.

$$N' = A \times B \times C \times Q'$$

- A. Se determina por la relación que hay entre la resistencia a la compresión simple entre el máximo esfuerzo inducido.



- B. Toma en cuenta la presencia de discontinuidades con orientación desfavorable respecto a la superficie de las caras. Se debe tomar la diferencia entre el rumbo de un sistema de discontinuidades que intercepta la cara de y el rumbo de la cara del bloque a explotar.



- C. Considera la orientación de la superficie que se está analizando.

3. Metodología

Para llevar a cabo el análisis geomecánico, se empleó la metodología de N, que incluyó la caracterización *in situ* y en barrenos de exploración cercanos al N-540 W. A continuación, se detallan las actividades realizadas.

3.1 Caracterizaciones en rebajes.

Se realizaron caracterizaciones en los rebajes 540W y 590W, así como en el desarrollo de rampas y frentes, para conocer el comportamiento geomecánico del cuerpo mineral, del alto y del bajo de la estructura.

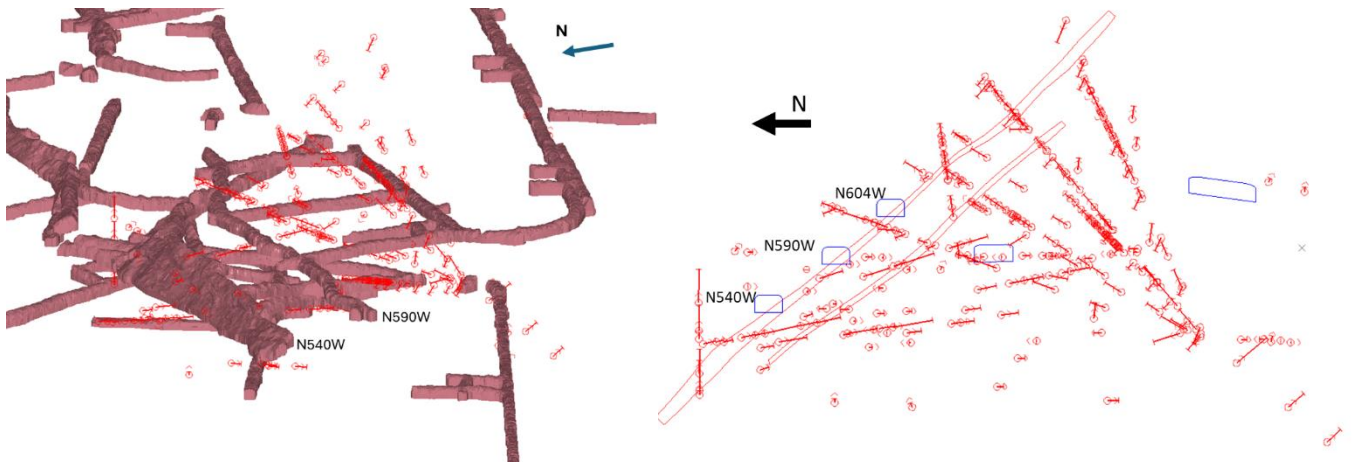


Ilustración 21: Izquierda: Sección con vista al oriente. Se muestran las caracterizaciones realizadas tanto en barrenos como en las obras de desarrollo y producción, indicadas con color rojo. Derecha: Sección N-S con vista al oriente de la traza mineral (rojo) con las propuestas de rebajes (azul), además de mostrar la ubicación espacial de las caracterizaciones realizadas en barrenos y en obra.

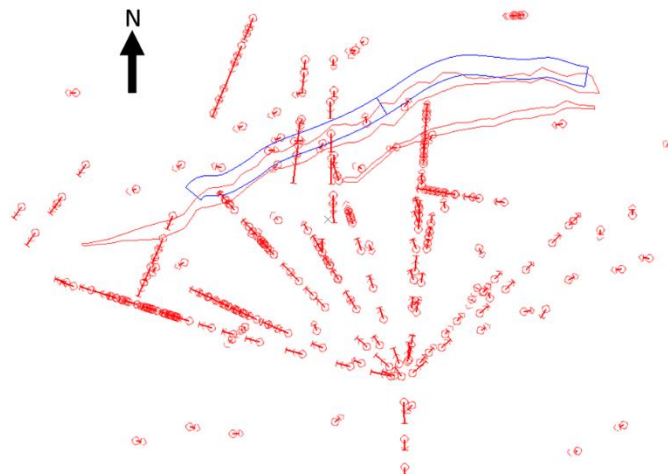


Ilustración 22: Vista en planta de la propuesta del rebaje 590W (azul) con la traza del mineral (rojo) y se ubican las caracterizaciones realizadas en barrenos y en obra.

Para cada ventana se recopilan una serie de datos importantes para su ubicación, tal como se muestra en la ilustración 20, al igual el azimut y echado de la ventana para que al momento de generar un modelo de bloques la información sea lo más cercana a la realidad.

La metodología que se utilizó se detalla en el procedimiento interno PI-12-03 “Procedimiento para determinar la calidad del macizo rocoso”.

Primeramente, se debe asegurar que el lugar cuente con el soporte indicado por el departamento de Mecánica de Rocas, una vez que se asegura esto, se procede a realizar una limpieza del área para retirar todo el polvo y poder observar con mayor detalle las estructuras que se pueden encontrar en la tabla.

Las ventanas de caracterización se realizan evaluando los parámetros geomecánicos del sistema RMR y Q, para ello se concentra la información recopilada en campo en un formato Excel. Cada parámetro es evaluado in situ, salvo la resistencia de la roca cuando se trata de una caracterización en sulfuro masivo, en ese caso se obtienen tres muestras de mano y son sometidas a un ensayo de carga puntual (PLT).

Litología		SM
Nivel/Barreno	Acc. 1 - 590W	Fecha 14/10/2023
Localización	MINA	
BHID	VCT2383	
Distancia	De	A
	0	1.7
Bloque	Poniente	
Coordenadas		
X	Y	Z
8404.867436	10758.85718	592.2383019
Ancho de obra	8.5	
Distancia a la referencia	40	De la ventana anterior
Inclinación	0	
Azimut	313	
Altura a línea de VC	2	
Elevación del Cielo de Obra	648	
Longitud de obra	4	
Altura de obra	4.6	

Ilustración 23: Datos básicos recopilados en las ventanas de caracterización.

Una vez que los datos de la ventana de caracterización se han registrado se hace una comparativa, realizando en una correlación entre los resultados del sistema RMR y Sistema Q, dicha correlación esta dictada por la fórmula propuesta por Bieniawski en 1989:

$$RMR = 9 \ln(Q) + 44$$

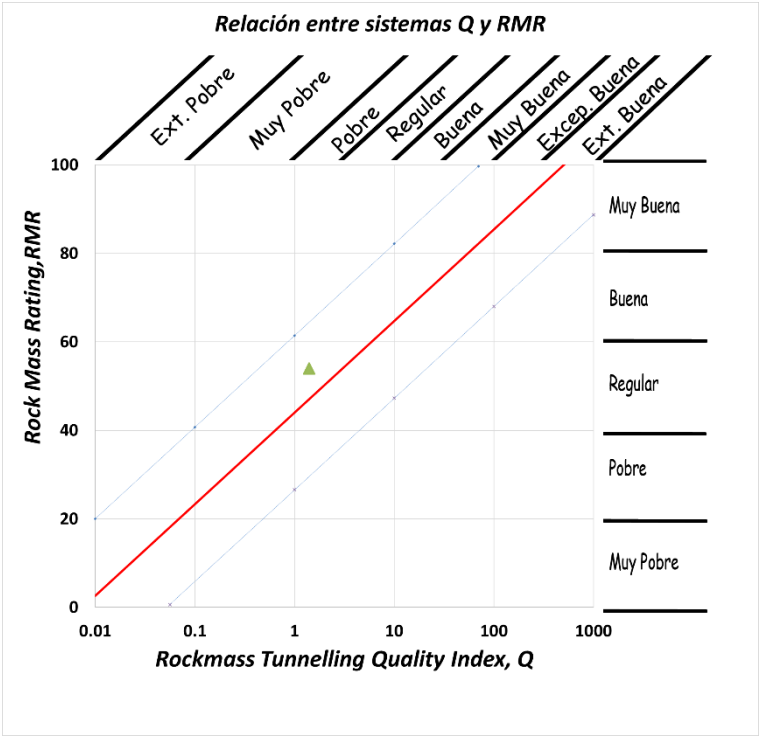


Ilustración 24: Correlación entre los resultados del RMR y Q, las líneas azules representan los límites superiores e inferiores. Cuando el resultado cae dentro de estos, la ventana se considera como valida, de lo contrario se desecha.

3.2 Caracterización en barrenos.

Los barrenos de exploración se analizan de manera similar a las ventanas de caracterización, escogiendo primeramente un barreno, e indicando en el formato el intervalo que será analizado.

En los intervalos de análisis se deben considerar tres muestras en cada uno de ellos, ya que estas serán sometidas a un Ensayo de Carga Puntual (PLT, por sus siglas en inglés), siguiendo los parámetros para realizar una prueba diametral.

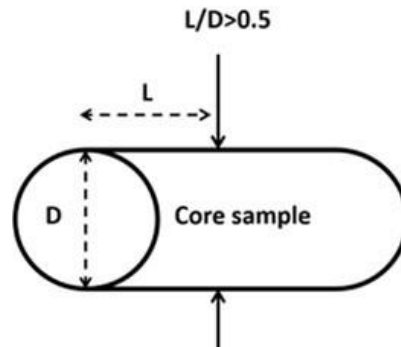


Ilustración 25: Ejemplo del criterio de selección de muestras para una prueba de carga puntual, basándose en el diámetro y longitud del núcleo.

La relación $2L/D$ debe ser mayor a 1.0 para que los resultados de la prueba sean válidos. Además de verificar que el rompimiento de la muestra sea válido, es decir que no se “descostre” o que se rompa por una discontinuidad, como lo puede ser la foliación o alguna falla, tal como se aprecia en la ilustración 25 (d).

Además de realizar esto, es importante identificar las fallas y fracturas que son observadas en el núcleo, así como el RQD. Igualmente se estiman los parámetros para la determinación del valor Q.

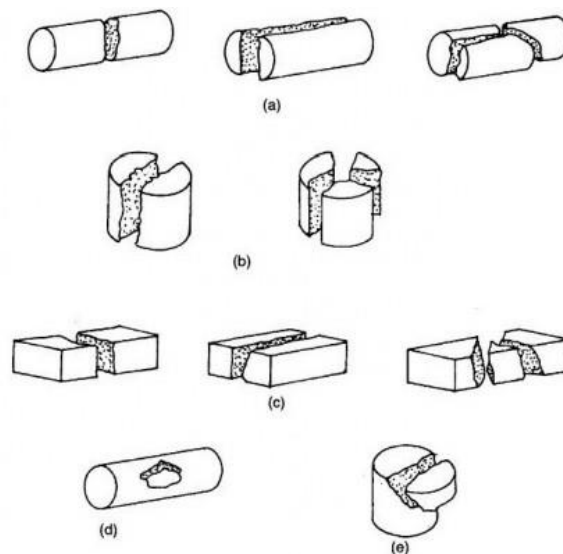


Ilustración 26: (a), (b) y (c) son formas válidas de rotura. El caso (d) y (e) son formas inválidas de rotura.

4. Resultados

De acuerdo con la base de datos histórica de caracterizaciones del macizo rocoso. Se trabajaron con 262 datos de caracterizaciones geomecánicas que se encuentran en las proximidades de la propuesta de rebaje, los datos fueron validados, se tomó como referencia la fórmula propuesta por Bieniawski $RMR = 9 \cdot \ln Q + 44$, los valores que estuvieran cerca de esta línea de correlación fueron tomados como válidos, mientras que los demás fueron desechados.

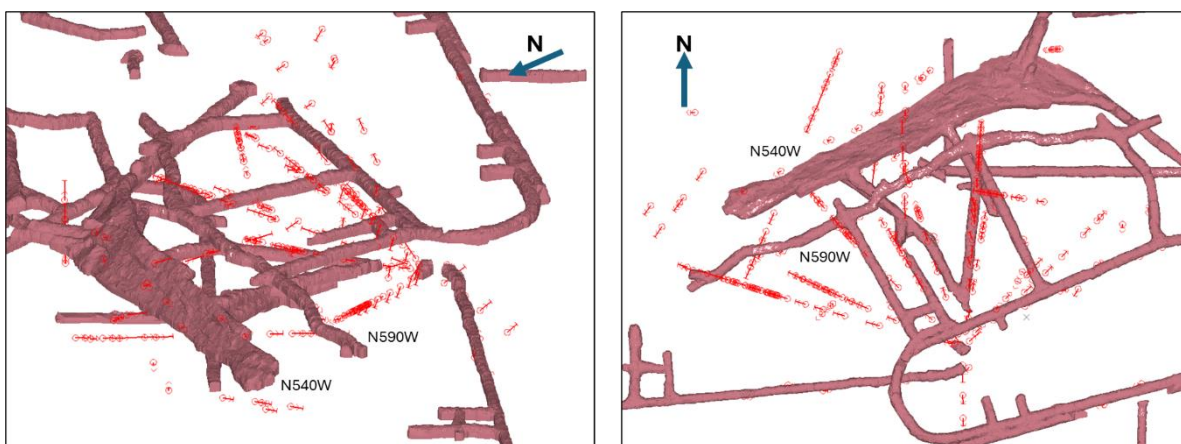


Ilustración 27: Sección con vista al oriente (izquierda) y vista en planta (derecha) que muestra la topografía actual de los niveles 540W y 590W, así como la ubicación espacial de las caracterizaciones.

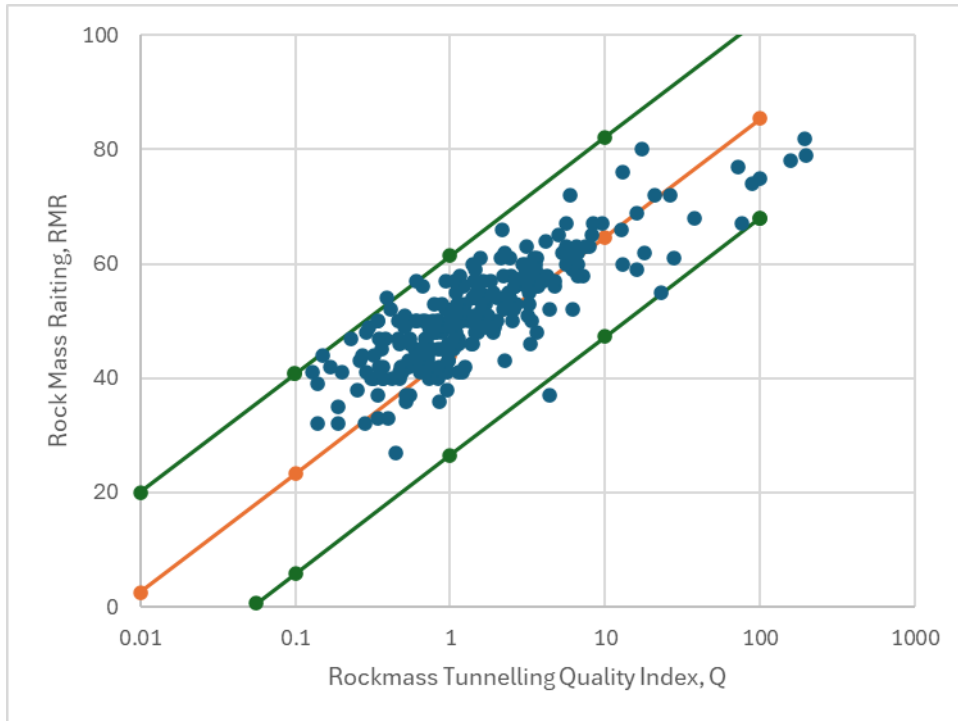
Cada uno de estos datos cuentan con un valor para RMR y Q. Todos los datos han sido determinados en campo, en las inmediaciones del N590W (lugar de interés), el esquisto (bajo) y filita (alto) se encuentran en rampas de producción, accesos y cruceros de exploración, mientras que las caracterizaciones del sulfuro masivo se obtuvieron de barrenos de exploración y el mineral que aflora en los rebajes de producción¹³.

A continuación, se hace un análisis de estos resultados.

¹³ El conjunto de estos datos se encuentra en el Anexo II “Datos de campo procesados”, donde se encuentran los valores de RMR y Q para cada caracterización realizada.

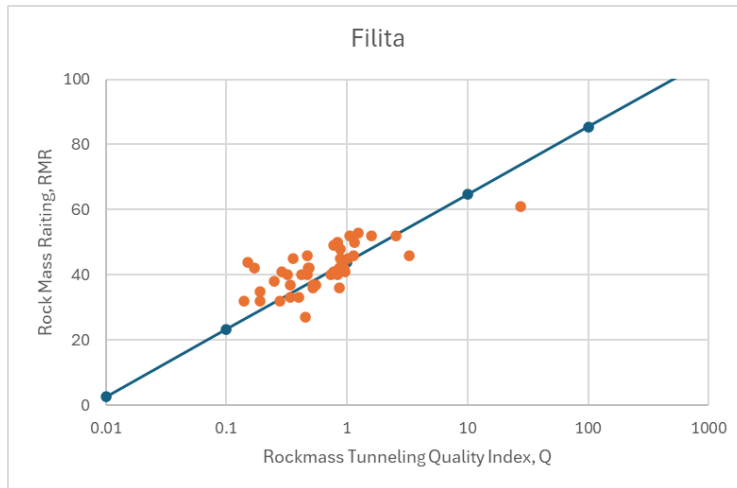
5. Análisis y discusión de resultados

Los datos que exhibe la gráfica 1 representan en su totalidad cada una de las ventanas, sin hacer excepción entre cada litología. En general la tendencia se encuentra entre 40 y 60 siendo una roca de calidad regular. Estos datos pueden ser consultados en el anexo I, los cuales sirven para realizar la gráfica.



Gráfica 1: Concentración de los datos geomecánicos, línea naranja representa la correlación $RMR = 9 \cdot \ln Q + 44$.

Una vez graficado en su totalidad los datos se realizaron lo mismo para cada litología: filita al alto, esquistos al bajo y sulfuro masivo.

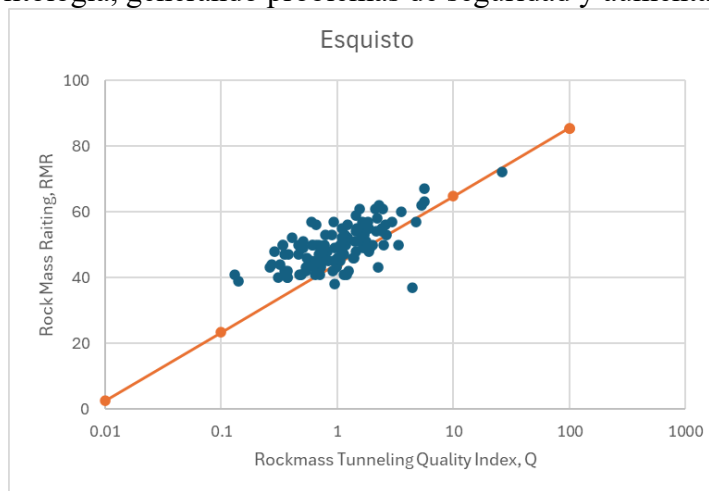


Gráfica 2: Datos geomecánicos de la Filita del alto.

La filita presenta un comportamiento geomecánico particular, el puntaje de RMR oscila entre 30 y 50, lo que significa que la calidad es de mala a regular, en campo se puede apreciar que es una roca que es fácil de tumbar al picarla con una barra de amacice, y en muestra de mano es fácil que la muestra presente “deshojamiento” por los planos de foliación.

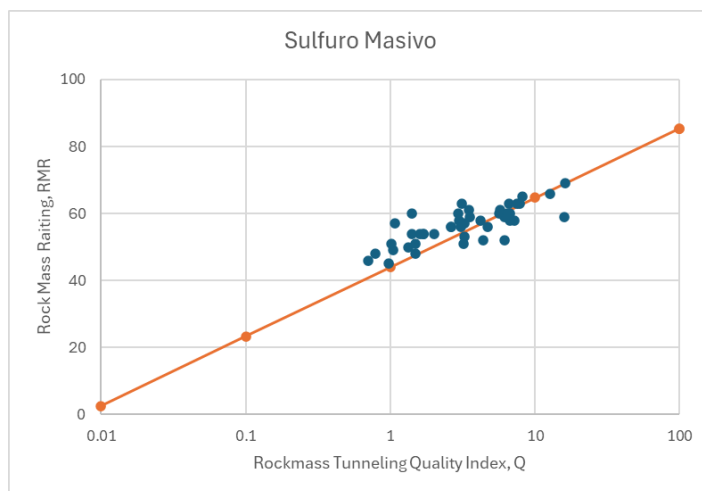
Esta roca la tenemos al alto de la estructura, por lo mismo, en aquellas obras donde se presenta es importante el concreto lanzado para disminuir la alteración, además de que en zonas donde los rasgos geológicos estructurales tienen a formar cuñas se opta por anclaje largo.

El principal problema de la filita al alto es que si los controles operativos como la barrenación, el cargado y la voladura no se llevan de la mejor manera se podría presentar un colapso de esta litología, generando problemas de seguridad y aumentando la dilución.



Gráfica 3: Datos geomecánicos del esquisto del bajo.

Por otro lado, el esquisto oscila en el rango de 40-60 según el RMR, clasificándose como una roca de calidad regular. La ventaja que tiene el esquisto es que la foliación es cuasiparalela al echado del cuerpo mineral, por lo que un deslizamiento no sería probable, a menos que la barrenación se picara hacia el bajo, produciendo un incremento a la dilución.



Gráfica 4: Datos geomecánicos del sulfuro masivo.

El sulfuro masivo se mantiene en promedio en el rango de 40 a 70, resultando en una calidad de regular a buena. A lo largo del cuerpo mineral se presentan ligeras variaciones en sus propiedades, ya que en algunos rebajes el sulfuro se encuentra muy fracturado y hay otros donde la misma roca se encuentra muy compacta.

5.1 Cálculo de N'

Para el cálculo del N' se deben tener en cuenta los factores:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Se realizó un promedio de los datos que componen el Q' (RQD, Jn, Jr, Ja) para cada litología, los cuales se pueden consultar en el Anexo II, y se obtuvo los siguientes datos:

Tabla 13: Índice Q'

Índice Q'					
	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'
Filita	37.9318	6.4773	2.4773	1.0568	13.7273
Esquisto	46.7769	6.2397	2.2810	0.9504	17.9921
Sulfuro Masivo	58.7727	6.3636	2.6591	0.8920	27.5307

El valor de N' se estimará sólo para la Filita y Esquisto ya que una litología corresponde a la tabla del alto (filita) y otra a la del bajo (esquisto) y son estas dos las que su estabilidad estaría comprometida al dejar el hueco por la explotación del mineral.

5.1.1 Filita

Para el cálculo del factor A se tiene considerado

como $\sigma_1 = 21.53 \text{ MPa}$ ¹⁴ y $RCS = 15.85 \text{ MPa}$ ¹⁵,
teniendo una relación:

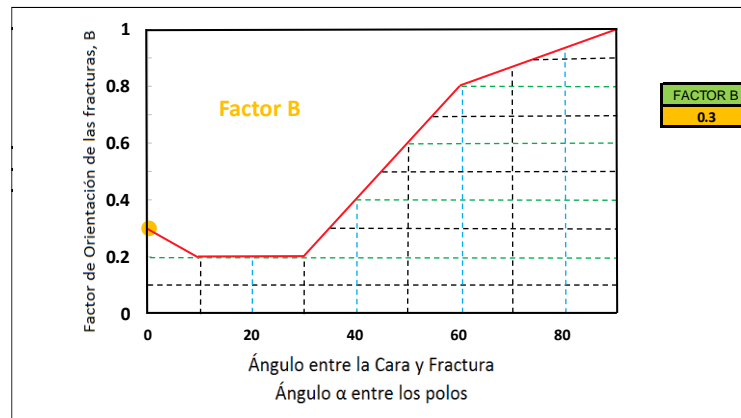
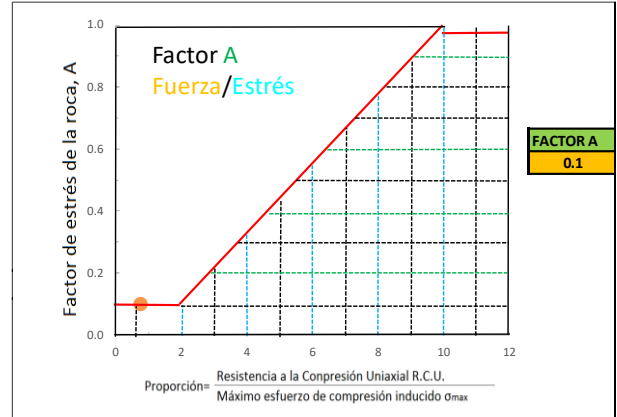
$$\frac{RCS}{\sigma_1} = \frac{15.85 \text{ MPa}}{21.53 \text{ MPa}} = 0.7362$$

Convirtiendo los valores a kg/cm² obtenemos:

$$\frac{RCS}{\sigma_1} = \frac{161.63 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}}{219.55 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}} = 0.7362$$

Por lo tanto, A=0.1.

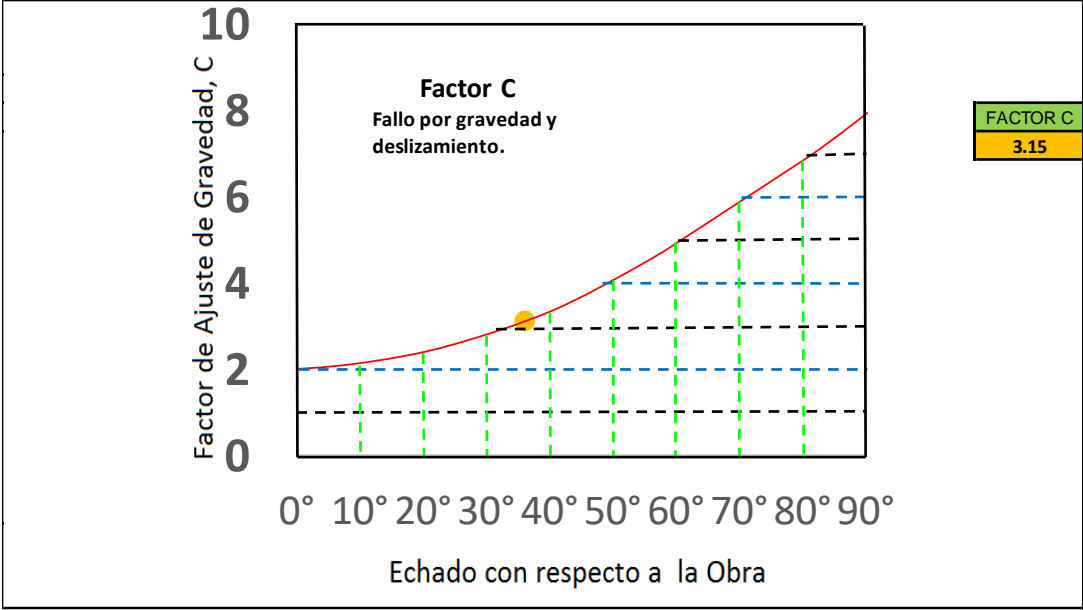
El factor B, el cual hace referencia a la orientación se considera un ángulo de 0° por ser paralelo el contacto de filita y sulfuro masivo, el Factor B = 0.3.



¹⁴ σ_1 es determinado a partir del cálculo del esfuerzo vertical, sabiendo que este es el de mayor magnitud, se calcula $\rho \times h$, donde ρ es la densidad de la roca que es 2658 kg/cm³ y h es la profundidad que es 810m.

¹⁵ RCS o resistencia a la compresión simple es determinada a partir del promedio del valor de resistencia reportado en el Anexo I.

Para el factor C, se considera que el echado promedio de 36° determinando un valor C = 3.15.



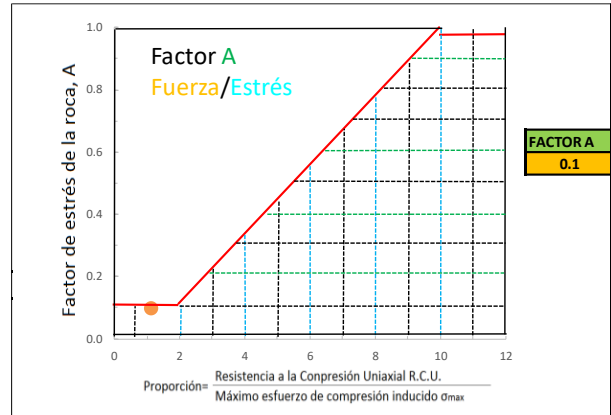
5.1.2 Esquisto

Para el cálculo del factor A se tiene considerado como $\sigma_1 = 21.53 \text{ MPa}^{16}$ y $RCS = 23.79 \text{ MPa}^{17}$, teniendo una relación:

$$\frac{RCS}{\sigma_1} = \frac{23.79 \text{ MPa}}{21.53 \text{ MPa}} = 1.1049$$

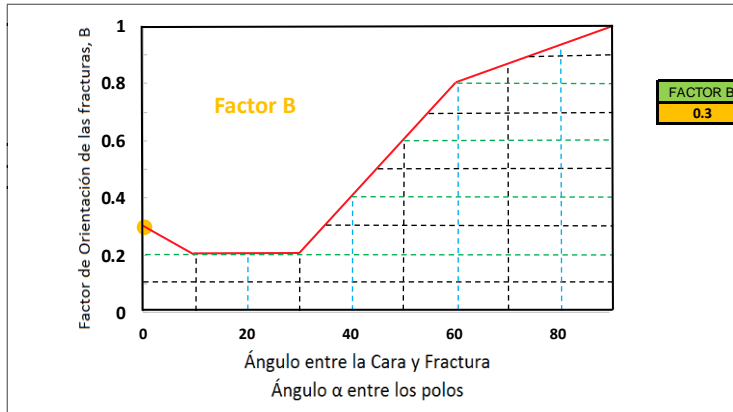
Convirtiendo los valores a kg/cm² obtenemos:

$$\frac{RCS}{\sigma_1} = \frac{242.59 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}}{219.55 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}} = 1.1049$$



Por lo tanto, $A=0.1$.

Si se considera un ángulo de 0° por ser paralelo el contacto de esquisto y sulfuro masivo, el Factor B = 0.3.



¹⁶ σ_1 es determinado a partir del cálculo del esfuerzo vertical, sabiendo que este es el de mayor magnitud, se calcula $\rho \times h$, donde ρ es la densidad de la roca que es 2937 kg/cm^3 y h es la profundidad que es 810m .

¹⁷ RCS o resistencia a la compresión simple es determinada a partir del promedio del valor de resistencia reportado en el Anexo I.

En las tablas generalmente se presentarán deslizamientos de bloque. El bajo se analiza como deslizamiento de bloque, tomando en cuenta un promedio de 40° el ángulo del bajo, el Factor C=7.

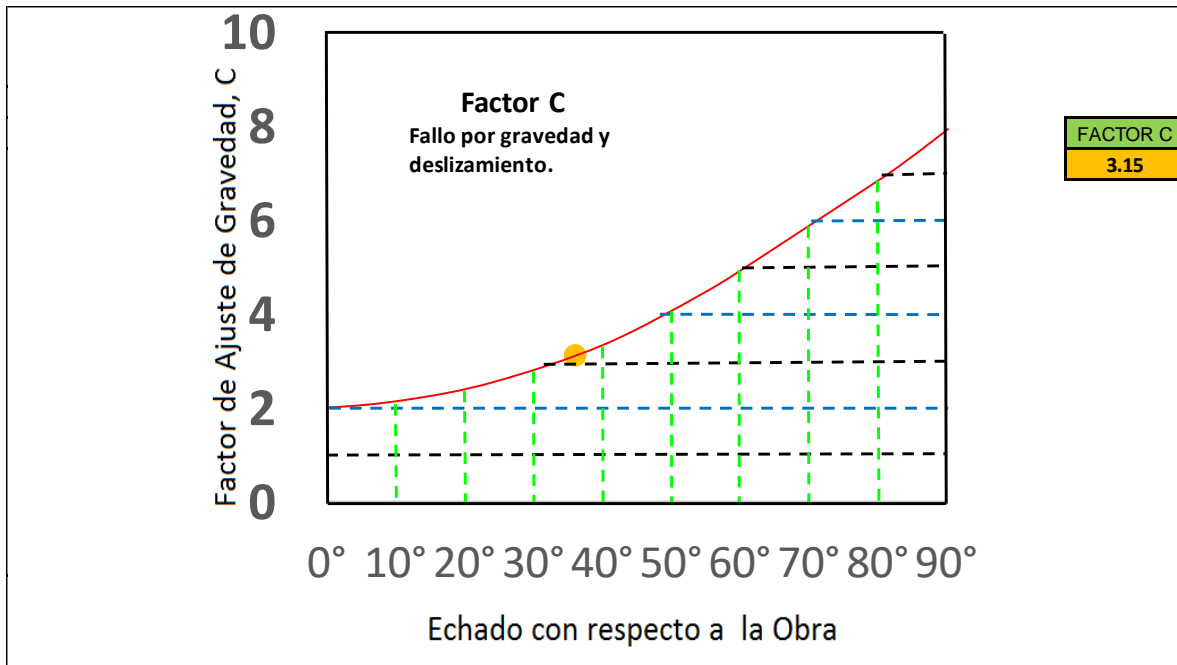


Tabla 14: Número de estabilidad modificado para el alto y bajo.

Número de estabilidad modificada					
	Q'	A	B	C	N'
Filita	13.7273	0.1	0.3	3.15	1.2972
Esquisto	17.9921	0.1	0.3	7	3.7783

Para la determinación del tipo de soporte requerido se hace uso de los valores de RMR y Q. Los valores que se tomaron de referencia son:

- Esquisto. RMR = 49
- Filita. RMR = 39

En ambos casos se requiere un soporte compuesto por anclaje largo (cableado) y concreto lanzado.

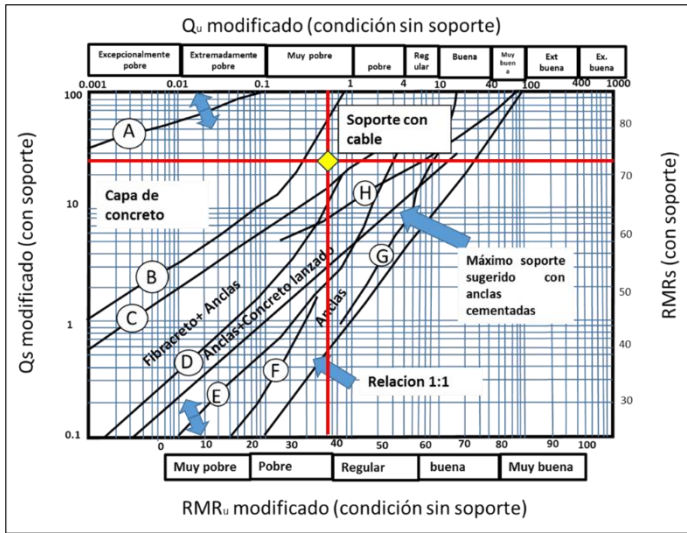


Ilustración 29: Fortificación recomendada según RMR y Q (Filita).

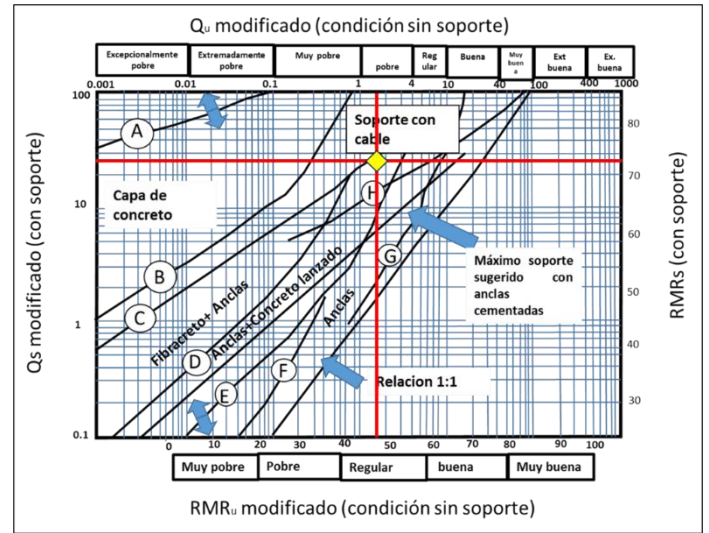


Ilustración 28: Fortificación recomendada según RMR y Q (Esquisto).

Una vez recopilada esta información se propone varias dimensiones de bancos para la explotación del mineral, apoyándose del cálculo de radio hidráulico. Las dimensiones propuestas son:










Tabla 15: Dimensiones propuestas para la explotación mediante el sistema de barrenación larga.

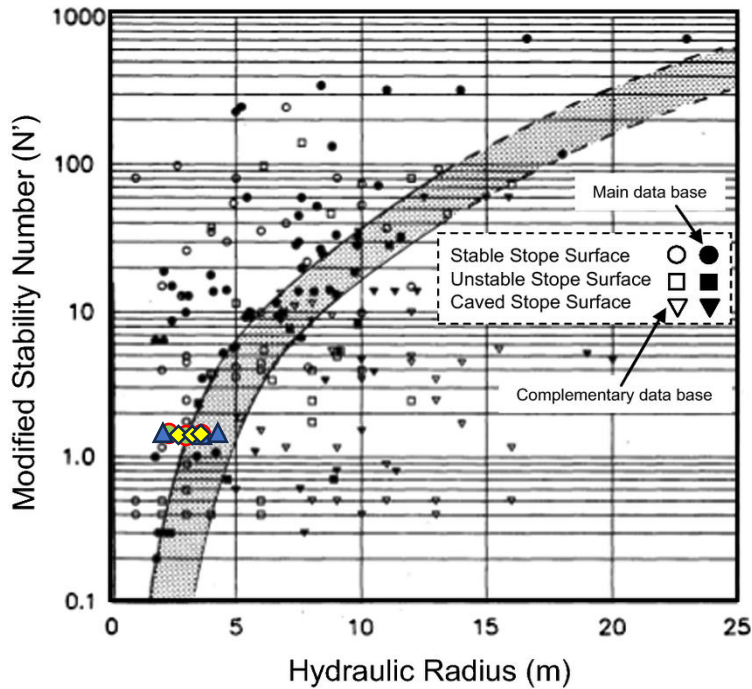
Dimensiones (Largo x Alto)	HR
5.0 x 10.0	1.67
10.0 x 10.0	2.50
15.0 x 10.0	3.00
5.0 x 15.0	1.88
10.0 x 15.0	3.00
15.0 x 15.0	3.75
5.0 x 20.0	2.00
10.0 x 20.0	3.33
15.0 x 20.0	2.50

En función de lo propuesto, se va a trabajar con los valores de N' para el alto y el bajo, ya que serán las caras que quedarían expuestas después de la voladura.

Para el caso de la filita podemos obtener:

Tabla 16: Relación entre radio hidráulico (HR), N' y la condición de estabilidad de la filita.

N'	Dimensiones (Alto x Largo)	HR	Condición
1.29	5.0 x 10.0	 1.67	Estable
	10.0 x 10.0	 2.50	Transición
	15.0 x 10.0	 3.00	Transición
	5.0 x 15.0	 1.88	Estable
	10.0 x 15.0	 3.00	Transición
	15.0 x 15.0	 3.75	Transición
	5.0 x 20.0	 2.00	Estable
	10.0 x 20.0	 3.33	Transición
	15.0 x 20.0	 2.50	Transición



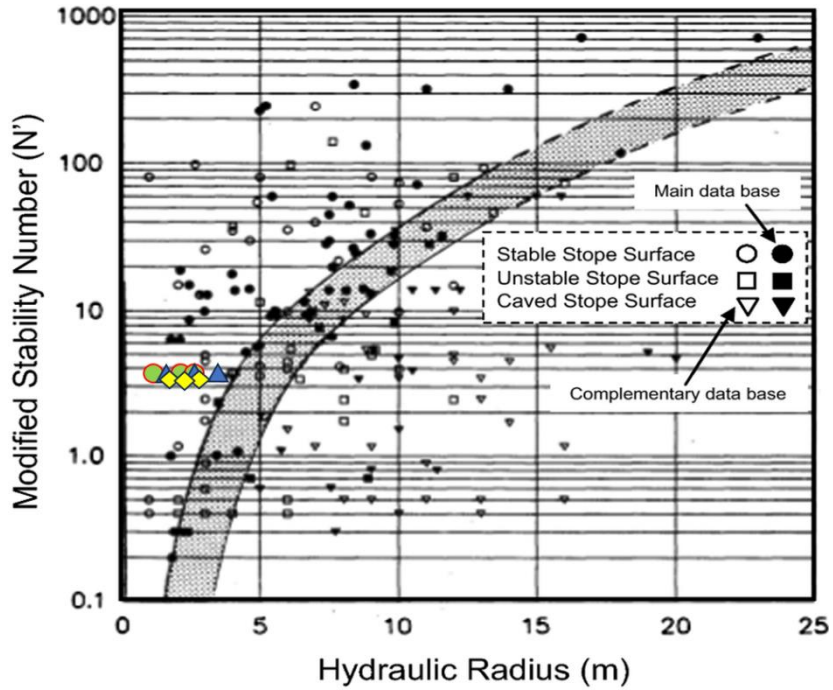
Gráfica 5: Condición de estabilidad de la galería generada. Datos para la filita.

Con esos datos podemos concluir que aquellos bancos con una altura máxima de 5.0 m y una longitud de 10.0 m son los únicos que presentarían un comportamiento “estable” al dejar el claro sin el relleno inmediato, sin embargo, al conocer el RMR de la filita, se puede estimar que al tener el claro expuesto sin soporte podríamos tener un colapso inmediato.

En el caso del esquisto tenemos:

Tabla 17: Relación entre radio hidráulico (RH), N' y la condición de estabilidad del esquisto.

N'	Dimensiones	RH	Condición
3.77	5.0 x 10.0	● 1.67	Estable
	10.0 x 10.0	● 2.50	Estable
	15.0 x 10.0	● 3.00	Estable
	5.0 x 15.0	▲ 1.88	Estable
	10.0 x 15.0	▲ 3.00	Estable
	15.0 x 15.0	▲ 3.75	Estable
	5.0 x 20.0	◆ 2.00	Estable
	10.0 x 20.0	◆ 3.33	Estable
	15.0 x 20.0	◆ 2.50	Estable



Gráfica 6: Condición de estabilidad de la galería generada. Datos para el esquisto.

El comportamiento de la tabla del bajo (esquisto) de acuerdo con el HR será estable, debido a la inclinación del cuerpo la roca podría fallar mediante un deslizamiento y no mediante un caído, como el caso del alto.

6. Conclusiones

Después de los resultados de calidad del macizo rocoso y de las características del yacimiento, se puede concluir que un método de barrenación larga no es el más conveniente para la explotación del recurso, ya que la roca que se encuentra al alto de la estructura es una filita, que según los datos de RMR promedio de 39 se puede clasificar como una roca de calidad mala, cambiando a una calidad regular en zonas puntales donde presenta una silicificación; y teniendo un valor promedio de $Q=1$ pudiendo catalogarse como una roca de calidad muy pobre. En ambos casos la recomendación de soporte de cada sistema es la instalación de soporte inmediato después de cada avance horizontal, es decir, durante el desarrollo y preparación de cada subnivel.

Además de que desde el punto de vista operativo es muy complicado explotar un depósito con una inclinación promedio de $35-45^\circ$, para que un método de barrenación larga sea efectivo se debe tener un cuerpo casi vertical, ya que de esta manera la carga puede correr desde el subnivel de producción hasta el subnivel de extracción. Sin embargo, el desplazamiento de carga puede ser el último de los problemas, como se ha venido mencionando la principal limitante es la calidad de la roca que se expone al alto de la estructura. El impacto de las voladuras o de una barrenación mal ejecutada puede desencadenar un colapso del alto, incrementando la dilución, generando inestabilidad en el sill inferior y pudiendo perder el bloque mineral en su totalidad.

Otra de las limitantes operativas a las que este método se enfrenta es el relleno, debido a la calidad de la roca encajonante (al alto y al bajo). Es importante que a medida que se vaya disparando, y extrayendo el mineral, se debe ir rellenando el hueco que se deja en su totalidad. Considerando las dimensiones permitidas (5m de ancho) es poco viable pensar que el tepetate pueda caer en el hueco generado, además de que se puede presentar la situación que no vaya a correr o termine obstruyendo parte de este.

De acuerdo con los gráficos de RH y N' dada la mala calidad del contacto del alto existe el riesgo de que con dimensiones más grandes exista el colapso de este, para que sea efectiva la aplicación de cables de presfuerzo el espaciamiento entre ellos debe ser más reducido para evitar que la roca se “desmorone” entre los cables, por tanto, como principal método de

soporte se optará por un anclaje de varilla corrugada cementada con resina de fraguado rápido. Con forme avance el proyecto se irá diseñando una plantilla de cableado con el fin de soportar las principales discontinuidades que se presenten en el subnivel de extracción para ayudar al soporte del alto y dar mayor seguridad a la operación disminuyendo el riesgo de incrementar la dilución.

7. Anexo I. Datos de campo y parámetros para el cálculo del RMR y Q.

Se detallan los datos de las caracterizaciones geomecánicas, incluyendo los valores de resistencia con pica y resistencia a carga puntual (en el caso donde aplica), así como los parámetros necesarios para el cálculo de RMR y Q.

Sulfuro Masivo (SM)																											
BHID	LENGTH	LITO	RQD	X	Y	Z	RESISTENCIA (PICA)	RESISTENCIA A CARGA PUNTUAL (MPA)	A1	A2	A3	E1	E2	E3	E4	E5	A4	A5	B	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	RMR	Q	
VCT1298	4.95	SM	73	8488.4452	10730.6788	646.7660	-	43.00	7	13	8	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	11	60	2.9385	
VCT1305	3.1	SM	65	8465.0685	10748.2065	631.4738	-	87.00	12	13	8	2	0	3	0	6	11	15	0	3	0.5	0.75	1	0.9	59	15.9299	
VCT1323	5.15	SM	56	8463.7070	10787.2744	600.1241	-	53.00	7	13	8	2	0	0	6	5	13	15	0	4	3	1	1	9	56	4.6926	
VCT1335	3.04	SM	66	8434.0208	10760.2604	606.8928	-	98.41	7	13	8	2	0	3	6	6	17	15	-10	3	0.5	0.75	1	11	50	1.3291	
VCT1342	3.05	SM	44	8425.2466	10741.4289	624.0707	-	166.40	7	8	5	4	0	5	6	6	21	15	-10	9	1.5	0.75	1	14	46	0.7026	
VCT1381	3.4	SM	75	8400.5492	10747.7118	602.6496	-	87.97	7	13	8	2	0	3	0	6	11	15	-5	4	0.5	0.75	1	12	49	1.0417	
VCT1393	7.35	SM	68	8387.9508	10722.5146	629.7806	-	74.90	7	13	8	2	5	5	4	6	22	15	-5	6	4	0.75	1	9	60	6.7187	
VCT1488	2	SM	45	8439.0179	10830.9327	594.3592	-	53.68	12	8	8	4	1	3	6	5	19	10	-5	4	0.5	1	0.66	0.6	52	6.1875	
VCT1489	2.1	SM	57	8435.4221	10826.9547	593.5000	-	67.07	12	13	8	2	5	3	2	5	17	10	0	9	0.5	1	0.66	1.5	60	1.3968	
VCT1502	2	SM	45	8364.7634	10780.8851	588.5000	-	82.97	7	8	8	4	0	5	6	5	20	15	-10	15	4	1	1	8	48	1.5000	
VCT1503	1.7	SM	47	8346.6267	10771.2857	588.8753	-	167.10	7	8	8	2	1	5	6	5	19	15	-12	15	4	1	1	13	45	0.9653	
VCT2096	2.5	SM	60	8380.7146	10780.4649	567.1418	-	116.80	7	13	8	2	1	5	2	3	13	15	-5	9	4	2.5	1	10.5	51	1.0159	
VCT2195	4.8	SM	96	8355.3414	10745.0036	585.7220	-	96.80	7	20	5	2	0	5	6	6	19	15	0	4	4	0.75	1	10	66	12.7800	
VCT2205	11.07	SM	40	8426.2503	10778.6374	591.4864	-	60.70	7	8	8	1	0	5	6	6	18	15	0	6	4	0.75	1	11.5	56	3.0932	
VCT2211	8.9	SM	43	8413.0788	10794.2021	570.5331	80.00	-	7	8	8	2	5	5	4	5	21	15	-5	9	4	1	1	12	54	1.5897	
VCT2220	11.51	SM	80	8385.0472	10817.3613	571.0315	7.00	83.26	7	17	8	1	1	5	4	6	17	15	-5	6	4	0.75	1	11.5	59	6.1983	
VCT2233	1.26	SM	63	8471.9177	10770.0787	619.5355	7.00	73.47	7	13	5	4	6	1	6	6	23	15	-5	4	3	0.75	1	15	58	4.2328	
VCT225	3.6	SM	33	8485.3199	10731.3825	619.3026	7.00	73.47	4	8	5	2	6	3	6	5	22	15	0	4	2	0.75	1	13	54	1.6923	
VCT2252	3.65	SM	62	8424.9549	10741.9297	624.6547	-	73.47	4	13	5	2	5	1	4	6	18	15	-2	4	3	0.75	1	19	53	3.2444	
VCT2260	2.95	SM	71	8399.6940	10748.6538	603.2790	50.00	-	7	13	5	4	5	1	6	6	22	15	-2	4	3	0.75	1	11	60	6.4715	
VCT2263	0.44	SM	80	8398.1672	10750.3468	604.4196	-	30.76	7	17	5	6	5	1	6	6	24	15	-10	4	3	0.75	1	11	58	7.2314	
VCT2280	1.65	SM	61	8389.7112	10721.7092	628.1595	75.00	-	7	13	5	4	6	1	6	6	23	15	-2	4	3	0.75	1	10.5	61	5.7700	
VCT2282	0.76	SM	72	8387.2793	10722.8313	630.4593	75.00	-	7	13	5	6	6	1	6	6	25	15	-2	4	3	0.75	1	11	63	6.5800	
VCT2294	0.2	SM	75	8363.5835	10719.7676	594.9980	75.00	-	7	13	8	6	6	1	6	6	25	15	-5	4	3	0.75	1	10	63	7.5000	

VCT2299	0.33	SM	70	8360.6172	10720.7019	595.9426	75.00	-	7	13	8	6	5	1	6	6	24	15	-2	4	3	0.75	1	8.5	65	8.1996
VCT2304	0.15	SM	67	8353.6956	10722.8842	598.1475	80.00	-	7	13	5	6	6	1	6	6	25	15	-2	4	3	0.75	1	8.5	63	7.8431
VCT2307	0.6	SM	75	8351.4874	10723.5805	598.8513	90.00	-	12	17	8	6	6	1	4	5	22	15	-5	2	3	1	1	7	69	16.0714
VCT2309	0.53	SM	57	8349.9863	10724.0538	599.3295	90.00	-	7	13	5	6	6	1	6	6	25	15	-5	4	3	0.75	1	10	60	5.6604
VCT2313	0.6	SM	67	8341.8101	10726.6317	601.9342	100.00	-	7	13	8	6	6	1	6	6	25	15	-10	4	3	0.75	1	10	58	6.6667
VCT233	3	SM	50	8389.9388	10714.4202	625.7034	80.00	-	7	8	5	2	6	3	6	5	22	10	0	4	2	0.75	0.66	5	52	4.4000
VCT2333	2.6	SM	54	8402.0871	10787.1413	569.9430	80.00	-	7	13	8	2	4	3	6	5	20	15	-12	6	2	1	1	12	51	1.4957
VCT2341	4.89	SM	51	8464.0089	10789.1770	601.6498	-	70.62	7	13	8	2	5	3	6	6	22	15	-2	4	2	0.75	1	11	63	3.0985
VCT2344	2.43	SM	49	8433.8305	10760.8525	607.2556	75.00	-	7	8	5	4	6	3	6	6	25	15	-2	4	2	0.75	1	11	58	2.9929
VCT235	5.7	SM	26	8385.6965	10710.3036	599.1807	75.00	-	7	8	5	2	6	3	6	5	22	15	0	4	2	1	1	12	57	1.0833
VCT2381	3.54	SM	47	8413.0083	10791.0654	570.9066	-	96.80	7	8	8	2	1	5	6	5	19	15	0	12	4	1	1	4.8	57	3.2368
VCT2383	1.7	SM	59	8404.2458	10759.4369	592.2383	-	43.16	4	13	8	2	1	5	6	5	19	15	-5	12	4	1	1	14	54	1.4006
VCT2455	1.83	SM	46	8394.9545	10753.7086	592.0568	70.00	66.12	7	8	8	2	1	1	6	6	16	15	0	12	3	0.75	1	9	54	1.7001
VCT2472	2.4	SM	63	8365.7508	10741.2801	592.5120	79.00	52.90	7	13	8	4	1	1	6	6	18	15	0	6	3	0.75	1	12	61	3.4722
VCT2530	2.8	SM	45	8456.7030	10805.8522	577.0762	75.00	-	7	8	8	2	1	3	6	3	15	15	-5	6	2	2.5	1	7.5	48	0.7937
VCT2541	2.38	SM	48	8422.2643	10788.9548	575.6992	60.00	100.66	12	8	8	2	1	3	4	6	16	15	0	9	2	0.75	1	4	59	3.5481
VCT2555	2.75	SM	47	8451.3306	10788.2610	591.9999	60.00	-	7	8	8	2	1	1	6	6	16	15	0	9	3	0.75	1	10.5	54	2.0010
VCT2588	3	SM	67	8518.4541	10797.6566	590.0000	-	85.85	7	13	8	2	1	3	6	6	18	15	-5	9	2	0.75	1	7.5	56	2.6300
VCT2589	2.4	SM	67	8354.7166	10738.8595	592.4049	-	66.05	7	13	8	2	1	3	6	6	18	15	-5	9	2	0.75	1	7.5	56	2.6337
VCT2615	2.35	SM	54	8403.7529	10780.6442	576.3298	60.00	84.69	7	13	8	4	1	5	4	6	20	15	-12	15	4	0.75	1	6	51	3.2025

Filita Gráfica (FG)

BHID	LENGTH	LITO	RQD	X	Y	Z	RESISTENCIA (PICA)	RESISTENCIA A CARGA PUNTUAL (MPA)	A1	A2	A3	E1	E2	E3	E4	E5	A4	A5	B	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	RMR	Q
VCT1293	4.1	FG	10	8525.3061	10759.7186	643.4837	-	124.00	2	3	5	2	5	0	4	6	17	15	0	4	1	0.75	1	19	42	0.17116
VCT1300	7.5	FG	13	8493.5987	10736.3470	657.9227	-	24.00	2	3	5	2	5	0	6	6	19	15	0	6	1	0.75	1	19.5	44	0.15195
VCT1307	3.3	FG	33	8465.8959	10753.0006	637.2255	-	51.00	2	8	5	2	5	0	4	5	16	15	-5	6	1	1	1	19	41	0.2924
VCT1309	5.1	FG	45	8466.8976	10759.4213	640.7470	-	21.75	1	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	4	1	0.75	1	19.5	49	0.77091
VCT1324	3.35	FG	18	8464.2131	10792.2637	602.8135	-	9.14	2	3	5	2	5	0	4	6	17	15	0	4	3	0.75	1	19	42	0.94266
VCT1337	6.4	FG	30	8427.8313	10779.3608	618.3732	-	8.36	2	3	5	2	0	0	0	6	8	15	0	3	1	0.75	1	19.5	33	0.17946
VCT1343	5.5	FG	18	8422.5969	10748.7443	629.4225	-	3.27	2	3	5	2	5	0	4	6	17	15	-10	9	1	0.75	1	19	32	0.14177
VCT1344	4.55	FG	22	8416.0078	10756.0781	641.3956	-	7.84	2	3	5	2	5	3	4	6	20	15	-10	4	0.5	0.75	1	19.5	35	0.18785
VCT1383	5	FG	40	8393.0111	10756.1547	608.3293	-	14.89	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	-10	6	1	0.75	1	19	40	0.46784

VCT1385	4.65	FG	11	8381.9894	10768.9492	616.9130	-	20.18	2	3	5	2	5	0	4	6	17	15	-10	4	1	0.75	1	19	32	0.18864
VCT1395	7.25	FG	23	8379.7952	10726.3278	637.5638	-	10.45	2	3	5	2	5	0	4	6	17	15	-5	3	1	0.75	1	19	37	0.5485
VCT1397	5.1	FG	35	8371.0410	10730.4285	642.4937	-	21.16	4	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	3	2	0.75	1	19.5	52	1.60885
VCT1427	7.7	FG	39	8333.1199	10729.3717	604.7091	-	15.48	1	8	8	2	1	0	2	5	10	10	-10	12	3	0.75	0.66	19	27	0.45113
VCT1428	5.8	FG	34	8319.2630	10733.1094	608.9571	-	17.83	1	8	10	2	4	1	2	5	14	10	-10	12	3	0.75	0.66	19	33	0.39927
VCT2200	2.6	FG	69	8427.2089	10822.7188	559.5836	-	34.48	4	13	8	2	6	1	4	5	18	15	-5	9	3	1	1	18.5	53	1.2474
VCT2201	2.85	FG	53	8427.3677	10810.0287	575.1086	-	4.31	4	13	8	2	0	1	2	5	10	15	-10	12	3	1	1	18	40	0.73099
VCT2202	7.2	FG	69	8425.8997	10803.3332	586.9925	-	1.18	4	13	8	2	1	1	4	3	11	15	-10	6	3	2.5	1	14.5	41	0.95785
VCT2208	4.02	FG	70	8415.5207	10821.9156	565.9264	26.00	-	4	13	5	2	6	1	2	3	14	15	-5	4	3	2.5	1	18.5	46	1.12949
VCT2214	4.19	FG	72	8393.8516	10838.7588	567.1786	26.00	-	2	13	8	2	1	1	2	3	9	15	-5	9	3	2.5	1	19.5	42	0.48957
VCT2215	2.44	FG	78	8392.5235	10835.6122	567.6447	-	38.72	2	17	5	4	1	1	2	3	11	15	-5	9	2	2.5	1	19	45	0.3643
VCT2216	2.94	FG	66	8391.5497	10833.2553	567.6506	-	26.78	2	13	5	6	6	1	2	5	20	15	-5	9	3	1	1	19	50	1.16362
VCT2218	4.48	FG	67	8389.1611	10827.4606	569.0557	4.00	16.46	2	13	5	6	6	1	4	5	22	15	-12	12	3	1	1	19	45	0.88111
VCT2219	3.12	FG	80	8387.7017	10823.9863	569.6543	10.00	-	4	17	5	6	6	5	4	3	24	10	-12	6	4	2.5	0.66	16	48	0.88141
VCT2223	5.45	FG	60	8325.3430	10779.2142	570.2608	20.00	-	2	13	5	2	1	5	4	5	17	10	-5	9	4	1	0.66	19	42	0.92065
VCT2224	5.52	FG	54	8315.6328	10766.1078	572.9485	10.00	-	2	13	8	2	1	5	4	5	17	10	-10	9	4	1	0.66	19	40	0.83905
VCT2237	2.09	FG	33	8467.1593	10770.8375	625.0589	-	39.18	2	8	5	4	6	1	4	6	21	10	-10	9	3	0.75	0.66	19	36	0.51708
VCT2239	5.2	FG	25	8462.8635	10771.4867	629.3585	-	20.96	2	3	5	2	5	1	4	6	18	10	-2	4	3	0.75	0.66	19	36	0.86174
VCT2242	6.95	FG	6	8464.4281	10796.6773	604.0928	-	19.00	2	3	5	2	5	1	4	6	18	15	-10	4	3	0.75	1	19	33	0.34078
VCT2244	3.2	FG	31	8465.0250	10804.6198	607.3924	-	13.52	2	8	5	2	5	1	4	6	18	15	-2	2	3	0.75	1	19	46	3.28947
VCT2247	5.58	FG	32	8460.6454	10760.3254	622.4766	-	16.98	2	8	8	2	5	1	4	6	18	15	-10	9	3	0.75	1	18.5	41	0.77497
VCT2248	4.4	FG	10	8461.0074	10766.2485	627.6216	-	12.57	2	3	5	2	5	1	4	5	17	10	-5	4	3	1	0.66	17.5	32	0.27643
VCT2249	4.64	FG	13	8461.1990	10765.3824	626.8338	-	9.80	2	3	5	2	5	1	4	5	17	15	-5	4	3	1	1	19	37	0.51894
VCT2254	5.29	FG	14	8421.7791	10747.4103	631.0552	-	21.81	1	3	5	2	5	1	4	6	18	15	-2	9	3	0.75	1	19	40	0.32
VCT2256	5.5	FG	9	8419.8022	10750.8741	635.0858	-	16.07	1	3	5	2	5	1	4	6	18	15	0	4	3	0.75	1	19	42	0.48
VCT2266	4.19	FG	69	8391.7945	10757.5539	609.2624	-	16.72	4	13	5	2	5	1	4	5	17	15	-2	6	3	1	1	13.5	52	2.56342
VCT2267	4.36	FG	16	8385.8125	10764.5044	613.9257	-	3.40	2	3	5	2	5	1	4	5	17	15	-2	6	3	1	1	19	40	0.4225
VCT2269	4.07	FG	9	8382.4949	10768.3615	616.5180	-	4.31	2	3	5	2	5	5	4	5	21	15	0	4	4	1	1	19	46	0.46554
VCT2286	5.3	FG	22	8377.6253	10727.3442	639.6086	45.00	-	2	3	5	2	5	1	4	5	17	15	0	4	3	1	1	19	42	0.86
VCT2288	5.33	FG	48	8374.3682	10728.8660	642.6901	-	22.66	4	8	8	2	5	1	4	5	17	15	0	9	3	1	1	15	52	1.06
VCT2317	5.11	FG	48	8326.8046	10731.3629	606.7186	-	9.60	2	8	8	2	5	1	4	5	17	15	0	9	3	1	1	19	50	0.84
VCT2318	5.14	FG	47	8316.6709	10734.5581	609.9469	-	10.97	2	8	8	2	5	1	4	5	17	15	0	9	3	1	1	19	50	0.83282

VCT431	7.8	FG	58	8502.2704	10841.7994	574.4370	-	38.53	4	13	8	2	0	3	2	6	10	15	-10	9	2	1	1	19.5	40	0.66	
VCT433	7.4	FG	30	8500.3249	10841.6804	561.7353	-	16.78	2	8	8	2	0	3	2	3	10	10	0	2	0.5	1	0.66	20	38	0.2475	
VCT434	9	FG	40	8499.4232	10841.6253	557.6117	-	19.85	7	8	8	2	0	3	2	5	12	10	0	4	2	1	0.66	13	45	1.01538	
Esquistos (ESSE-ESCL)																											
BHID	LENGTH	LITO	RQD	X	Y	Z	RESISTENCIA (PICA)	RESISTENCIA A CARGA PUNTUAL (MPA)	A1	A2	A3	E1	E2	E3	E4	E5	A4	A5	B	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	RMR	Q	
VCT1286	9.4	ESCL	48	8461.9372	10699.5135	573.8636	50.00	100.00	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	-2	3	1	0.75	1	19.5	48	1.10323	
VCT1287	6.2	ESCL	77	8472.8063	10709.0653	585.2828	15.00	-	4	17	8	2	5	0	4	6	17	15	0	4	1	0.75	1	16.5	61	1.56403	
VCT1288	6.1	ESCL	30	8488.1968	10722.8271	601.9156	15.00	103.00	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	19	50	0.69025	
VCT1289	6.1	ESCL	39	8498.5467	10732.5506	613.7420	-	10.00	2	8	5	2	5	0	4	6	17	15	0	6	1	0.75	1	19	47	0.46017	
VCT1294	6.15	ESCL	27	8463.2379	10702.4932	585.9158	30.00	-	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	4	1	0.75	1	19.5	50	0.45862	
VCT1295	4.95	ESCL	28	8466.6014	10706.3102	594.3896	-	5.00	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	19	50	0.66159	
VCT1296	3.8	ESCL	76	8473.0355	10713.5519	610.8060	4.00	-	7	17	8	2	5	5	4	6	22	15	-2	6	1.5	0.75	1	4.5	67	5.65302	
VCT1297	5.55	ESCL	41	8478.0498	10719.1137	623.8369	-	13.39	4	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	15	52	1.22789	
VCT1301	8.4	ESCL	26	8458.1024	10705.2601	580.9596	-	31.67	4	8	5	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	15	49	0.77601	
VCT1302	6	ESCL	44	8458.9407	10710.5640	587.0898	-	14.11	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	4	1	0.75	1	19	50	0.77485	
VCT1303	6.2	ESCL	26	8461.0282	10723.6587	602.3496	-	15.80	4	8	5	2	5	0	4	6	17	15	0	4	1	0.75	1	17	49	0.51	
VCT1304	5.8	ESCL	31	8462.9352	10735.5131	616.2987	-	18.87	4	8	8	2	4	0	4	5	15	10	0	6	3	1	0.66	17.5	45	0.58522	
VCT1306	3.05	ESSE	33	8465.4452	10750.4062	634.1082	-	9.53	2	8	5	2	5	0	4	6	17	15	0	6	1	0.75	1	19	47	0.38	
VCT1317	8.25	ESCL	44	8457.5256	10705.6874	568.6259	-	86.01	12	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	5.5	60	3.57515	
VCT1318	4.75	ESCL	23	8459.1572	10725.7610	578.1261	-	34.09	2	3	5	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	19	42	0.54171	
VCT1319	6.85	ESCL	15	8460.4378	10741.4255	583.7862	-	36.83	4	3	5	2	5	0	4	6	17	15	0	4	1	0.75	1	18	44	0.27034	
VCT1320	7.5	ESCL	57	8461.8214	10758.7293	590.1782	-	22.24	2	13	8	2	5	3	2	6	18	15	0	3	0.5	0.75	1	19	56	0.66277	
VCT1328	8	ESCL	19	8452.5750	10704.0933	572.9648	-	29.09	2	3	8	2	5	0	4	6	17	15	0	2	1	0.75	1	19	45	0.65789	
VCT1329	5.9	ESCL	31	8446.6301	10721.3021	583.3390	-	26.64	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	2	1	0.75	1	19	50	1.07047	
VCT1330	6.2	ESCL	66	8442.4267	10734.0479	591.0026	-	7.44	4	13	8	2	5	0	4	6	17	15	0	2	1	0.75	1	15	57	2.93907	
VCT1338	6.7	ESCL	30	8453.3045	10697.6587	567.3389	-	154.97	2	8	5	2	5	3	4	6	20	15	0	3	0.5	0.75	1	19.5	50	0.34018	
VCT1339	6.3	ESCL	30	8444.6263	10710.2222	587.0519	-	10.91	2	8	5	2	5	0	4	6	17	15	0	6	1	0.75	1	19	47	0.35273	
VCT1340	6.5	ESCL	29	8435.2162	10724.8463	604.4547	-	26.25	2	8	5	2	5	3	4	6	20	15	0	3	0.5	0.75	1	19	50	0.34188	
VCT1341	6.15	ESCL	16	8427.9939	10736.7710	618.5824	-	18.12	1	3	5	2	5	0	4	6	17	15	0	9	1	0.75	1	19	41	0.12678	
VCT1376	8.05	ESCL	45	8446.9423	10702.0366	572.3864	-	8.42	4	8	5	2	5	3	4	6	20	15	0	4	0.5	0.75	1	18	52	0.41408	
VCT1377	6.1	ESCL	67	8438.5658	10709.6408	577.4090	-	8.03	2	13	8	2	5	0	4	6	17	15	-2	6	1	0.75	1	19	53	0.78612	

VCT1378	6.2	ESCL	48	8421.8443	10725.6222	587.9632	-	36.44	2	8	5	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	19	47	1.13186
VCT1379	5.25	ESCL	35	8411.5256	10735.9960	594.8153	-	7.84	4	8	5	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	16.5	49	0.94917
VCT1380	2.8	ESCL	50	8402.1288	10745.9833	601.4985	-	16.13	4	13	8	4	5	0	4	6	19	15	-2	6	1	0.75	1	12	57	0.92593
VCT1387	7.15	ESCL	31	8449.3302	10696.8998	569.3550	-	19.79	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	2	1	0.75	1	19.5	50	1.05194
VCT1388	4.35	ESCL	48	8436.9274	10701.6283	582.2731	-	4.96	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	3	1	0.75	1	19.5	50	1.1003
VCT1389	6.25	ESCL	18	8420.5476	10708.2205	595.8046	-	26.84	4	3	5	2	5	0	4	6	17	15	0	2	1	0.75	1	19.5	44	0.60171
VCT1390	6.85	ESCL	41	8406.4516	10714.2181	608.2217	-	23.71	2	8	5	2	5	0	4	6	17	15	0	4	1	0.75	1	19.5	47	0.69873
VCT1392	4.95	ESCL	51	8391.2748	10720.9911	623.4966	-	19.07	4	13	5	2	5	0	4	6	17	15	0	2	1	0.75	1	19.5	54	1.72667
VCT1416	8.75	ESCL	25	8446.3331	10696.7725	567.7386	-	31.74	4	3	8	2	5	0	4	6	17	15	-2	2	1	0.75	1	19.5	45	0.84005
VCT1417	6.05	ESCL	50	8431.1409	10700.4195	572.6899	-	46.73	4	8	8	2	5	3	4	6	20	15	-2	3	1.5	0.75	1	19.5	53	1.69527
VCT1418	7.3	ESCL	78	8411.2105	10705.6553	578.1419	-	12.73	4	17	8	2	5	3	4	6	20	15	-2	2	2	0.75	1	19.5	62	5.33895
VCT1419	6.3	ESCL	41	8394.4234	10710.4370	583.5066	-	14.89	2	8	5	2	5	3	4	6	20	15	-2	3	2	0.75	1	19.5	48	1.88125
VCT1420	5.7	ESCL	57	8375.2210	10716.1638	589.6626	-	41.14	2	13	8	2	5	3	4	6	20	15	-2	3	2	0.75	1	19.5	56	2.59909
VCT1421	5.65	ESCL	57	8361.8045	10720.3250	593.9178	-	21.35	7	13	8	2	5	5	4	6	22	15	-2	3	4	0.75	1	17.8	63	5.65665
VCT1429	11.5	ESCL	37	8455.7801	10680.9291	564.8855	-	36.54	2	8	8	1	5	0	4	6	16	15	0	4	3	0.75	1	19.5	49	1.9175
VCT1430	6.1	ESCL	49	8455.9194	10668.0304	550.2923	-	33.96	2	8	8	2	5	0	4	6	17	15	0	2	2	0.75	1	19.5	50	3.36276
VCT1431	5.45	ESCL	18	8456.0260	10657.0069	539.9357	-	33.76	2	3	5	2	5	0	4	6	17	15	0	3	3	0.75	1	19.5	42	1.25461
VCT1501	2.4	ESCL	56	8321.6690	10810.4870	588.5000	-	31.09	1	13	8	2	1	0	4	5	12	15	-5	9	1	1	1	19.5	44	0.32051
VCT2071	2.4	ESCL	71	8563.1676	10788.9286	583.0730	-	13.91	1	13	8	4	4	0	4	5	17	15	-5	15	3	1	1	19.5	49	0.7265
VCT2100	3	ESCL	83	820.4827	10700.7589	798.8480	-	10.38	2	17	10	2	1	0	6	3	12	15	-5	12	3	2.5	1	16.5	51	0.50505
VCT2111	2.8	ESCL	49	8370.0243	10675.1247	568.2735	-	51.92	2	8	8	2	1	3	4	5	15	15	0	9	2	2	1	19	48	0.28822
VCT2143	2.15	ESCL	44	8348.2882	10669.4697	567.1938	-	11.17	2	8	8	2	1	0	2	5	10	15	0	9	2	2	1	19	43	0.25568
VCT2150	2.3	ESCL	50	8458.1890	10683.1447	568.0500	-	14.11	2	13	8	4	1	0	4	5	14	10	-5	15	3	1	0.66	19	42	0.34737
VCT2151	2.4	ESCL	58	8428.7614	10678.0809	568.1500	-	19.40	2	13	8	2	1	0	4	5	12	15	-5	9	3	1	1	18.5	45	1.05105
VCT2166	2.45	ESCL	53	8542.6092	10738.9949	592.4300	2.00	2.00	2	13	8	1	1	3	4	5	14	15	-12	15	2	1	1	19	40	0.37236
VCT2167	2.7	ESCL	69	8553.6951	10743.6177	567.6490	2.00	-	2	13	8	2	1	3	4	5	15	15	-12	15	2	1	1	19	41	0.48603
VCT2168	2.55	ESCL	67	8387.7156	10672.5757	567.7400	24.00	-	2	13	8	2	1	3	4	5	15	15	-12	15	2	1	1	19	41	0.46784
VCT2193	6.1	ESCL	77	8360.9164	10757.9497	583.1698	15.00	-	4	17	8	2	6	1	4	5	18	15	0	6	3	1	1	17	62	2.26615
VCT2196	2.55	ESCL	63	8354.3455	10742.7031	586.1894	19.00	-	4	13	5	4	6	3	4	5	22	15	0	6	2	1	1	14.5	59	1.44
VCT2197	6.1	ESCL	75	8351.9574	10737.1961	586.2162	20.00	-	4	13	8	2	5	1	4	5	17	15	-2	12	3	1	1	17	55	1.1
VCT2198	2.15	ESCL	40	8351.1140	10735.2585	587.6723	24.00	-	4	8	5	4	6	3	2	5	20	15	-2	9	2	1	1	14.5	50	0.61
VCT2199	6.32	ESCL	39	8349.2138	10730.8954	588.5264	20.00	-	2	8	5	2	6	1	4	5	18	15	-2	6	3	1	1	19.5	46	1

VCT2203	7.98	ESCL	53	8426.1147	10790.1674	587.6550	20.00	-	2	13	8	2	6	1	4	5	18	15	-2	4	3	1	1	18.5	54	2.14895
VCT2207	8.27	ESCL	41	8427.1176	10761.6614	596.9530	20.00	-	2	8	5	2	6	1	4	5	18	10	0	6	3	1	0.66	19	43	0.71826
VCT2209	8.5	ESCL	66	8414.8629	10814.4647	568.0078	-	29.65	4	13	8	2	6	1	4	5	18	15	-2	9	3	1	1	18	56	1.22004
VCT2212	4.74	ESCL	73	8412.5294	10786.9942	571.6167	39.00	-	4	13	5	2	5	5	4	5	21	10	-10	6	4	1	0.66	14.5	43	2.22785
VCT2213	11.9	ESCL	68	8411.4902	10779.5373	572.6412	4.00	30.43	2	13	8	1	6	1	4	5	17	15	-5	9	3	1	1	19	50	1.19416
VCT2222	7.77	ESCL	33	8379.4746	10804.0545	573.7257	4.00	39.18	2	8	5	2	5	5	4	5	21	10	-5	4	4	1	0.66	19	41	1.14448
VCT2225	5.04	ESSE	64	8313.7938	10763.6346	573.2634	-	16.07	2	13	8	2	1	5	4	5	17	10	-5	12	4	1	0.66	19	45	0.74666
VCT2226	6.34	ESSE	64	8304.6522	10751.2730	575.5454	-	30.63	4	13	8	2	5	5	4	5	21	15	-12	9	4	1	1	17	49	1.67832
VCT2227	5.68	ESSE	72	8299.2659	10762.0159	576.9579	-	38.07	4	13	8	2	5	5	4	5	21	10	-5	9	4	1	0.66	15	51	1.41502
VCT2228	4.94	ESSE	43	8494.5537	10766.3548	594.5856	-	28.00	4	8	5	6	6	3	4	6	25	15	0	4	2	0.75	1	17.5	57	1.63486
VCT2230	5.12	ESCL	72	8481.7825	10768.4223	608.3282	24.00	-	2	13	5	2	5	1	2	3	13	15	-5	9	3	2.5	1	18	43	0.5353
VCT2232	5.47	ESSE	73	8474.2127	10769.6430	616.6989	20.00	-	2	13	5	6	6	1	4	3	20	15	-2	4	3	2.5	1	19	53	1.15462
VCT2234	2.89	ESCL	59	8470.5514	10770.2750	621.0178	24.00	-	2	13	5	4	6	1	4	6	21	15	-2	9	3	0.75	1	18	54	1.45243
VCT2235	1.67	ESCL	48	8468.9947	10770.5459	622.5974	25.00	-	2	8	5	4	6	1	4	6	21	15	0	9	3	0.75	1	18	51	1.18282
VCT2240	6.24	ESCL	12	8461.9440	10764.1067	592.1461	-	19.40	2	3	5	2	5	1	4	6	18	15	-2	4	3	0.75	1	19	41	0.64103
VCT2241	2.84	ESCL	27	8462.8953	10776.6782	596.6938	-	24.36	2	8	5	4	5	1	4	6	20	15	-2	4	3	0.75	1	18.5	48	1.44652
VCT2245	5.2	ESCL	27	8458.9194	10736.7839	602.7335	4.00	11.69	2	8	5	2	5	1	4	6	18	15	-2	4	3	0.75	1	19	46	1.39676
VCT2246	5.06	ESCL	39	8459.9001	10749.3303	613.3136	-	28.34	4	8	8	2	5	1	4	5	17	15	-2	4	3	1	1	14.5	50	2.01377
VCT2250	5.31	ESCL	35	8433.0801	10728.3343	608.6040	40.00	39.18	2	8	8	2	6	1	4	6	19	15	-2	4	3	0.75	1	19.5	50	1.80598
VCT2251	5.32	ESCL	14	8427.8489	10737.0160	618.8746	-	22.63	2	3	5	2	5	1	4	6	18	15	-2	4	3	0.75	1	19.5	41	0.71332
VCT2253	2.73	ESCL	46	8424.3257	10743.0091	625.9226	-	11.82	4	8	5	4	5	1	4	5	19	10	-2	9	3	1	0.66	14	44	0.71952
VCT2257	5.2	ESCL	23	8417.4088	10729.9931	590.8420	-	12.73	2	3	5	2	5	1	4	6	18	15	-2	4	3	0.75	1	19	41	1.2
VCT2258	5.15	ESCL	47	8408.0833	10739.6009	597.2544	-	23.90	2	8	8	2	5	1	4	5	17	15	-2	9	3	1	1	19	48	0.82
VCT2259	5.18	ESCL	50	8401.4874	10746.6637	601.9541	-	7.18	1	13	5	2	6	1	4	6	19	15	-2	6	3	0.75	1	19	51	1.76
VCT226	4.8	ESCL	56	8483.0959	10726.6386	576.5526	-	37.03	2	13	5	2	0	3	2	5	12	10	0	4	2	1	0.66	20	42	0.924
VCT2262	0.5	ESCL	40	8398.6104	10749.8546	604.0898	15.00	7.38	4	8	5	6	5	1	4	5	21	15	-2	6	3	1	1	13	51	1.53846
VCT2264	0.57	ESSE	61	8397.5662	10751.0163	604.8671	-	9.21	1	13	5	6	5	1	4	5	21	15	-2	6	3	1	1	19	53	1.61588
VCT2265	4.19	ESCL	69	8394.9826	10753.9144	606.8285	48.00	-	4	13	5	2	6	1	4	5	18	15	-2	6	3	1	1	13	53	2.66
VCT2276	5.18	ESCL	15	8402.7363	10715.8458	616.0384	-	5.03	4	3	5	2	6	1	4	5	18	15	-2	6	3	1	1	12	43	0.62741
VCT2278	5.3	ESCL	8	8394.2594	10719.6322	623.8902	-	11.17	4	3	5	2	5	1	4	5	17	15	-2	4	3	1	1	15.5	42	0.36519
VCT2284	3.61	ESCL	9	8383.4967	10724.5919	634.0434	-	3.72	2	3	5	2	5	1	4	5	17	15	-2	4	3	1	1	18.5	40	0.37
VCT2289	2.55	ESCL	75	8523.4873	10735.3550	592.5000	45.00	-	4	13	8	2	1	5	4	5	17	15	0	12	4	1	1	13.5	57	1.83975

VCT2290	3	ESCL	44	8505.7324	10722.1040	593.0000	4.00	-	4	8	8	2	1	5	4	5	17	15	0	12	4	1	1	13.5	52	1.08642
VCT2291	2.25	ESCL	73	8487.7457	10714.8835	593.5270	45.00	-	4	13	8	2	1	3	4	5	15	15	-12	12	2	1	1	12.5	43	0.97778
VCT2292	4.8	ESCL	18	8384.2767	10713.4281	588.4910	-	48.36	2	3	5	2	5	1	4	5	17	15	-2	9	3	1	1	19	40	0.30702
VCT2293	4.9	ESCL	39	8366.5716	10718.8306	594.0555	-	34.29	1	8	8	2	5	1	4	5	17	15	-2	9	3	1	1	19	47	0.69101
VCT2295	0.63	ESSE	48	8363.0358	10719.9397	595.1726	-	22.66	2	8	5	6	6	1	4	3	20	15	-2	4	3	2.5	1	19	48	0.75188
VCT2297	0.74	ESCL	61	8362.2874	10720.1753	595.4110	45.00	-	2	13	5	6	6	1	4	5	22	15	-2	4	3	1	1	19	55	2.40043
VCT2301	1.18	ESCL	51	8358.4882	10721.3784	596.6221	45.00	-	7	13	5	4	5	1	4	5	19	15	-2	4	3	1	1	8	57	4.77
VCT2303	4.45	ESCL	31	8353.7286	10722.8738	598.1409	49.00	-	1	8	5	2	5	1	4	5	17	15	0	9	3	1	1	19	46	0.55
VCT2305	1.5	ESCL	49	8352.3363	10723.3128	598.5817	-	19.26	4	8	5	4	6	1	4	5	20	15	-2	4	3	1	1	14.5	50	2.52
VCT2310	4.96	ESCL	35	8345.3882	10725.5035	600.7983	-	4.64	2	8	5	2	6	1	4	5	18	15	-2	4	3	1	1	19	46	1.3768
VCT2312	1.21	ESCL	41	8342.6497	10726.3670	601.6673	20.00	-	4	8	5	4	5	1	4	5	19	15	-2	4	3	1	1	17	49	1.82304
VCT2314	1.13	ESSE	35	8340.8703	10726.9280	602.2341	24.00	-	4	8	5	4	5	1	2	5	17	15	0	4	3	1	1	14	49	1.89633
VCT2315	3.03	ESCL	25	8337.8640	10727.8759	603.1935	-	68.57	4	8	5	2	5	1	4	5	17	15	-2	4	3	1	1	17.5	47	1.07496
VCT2316	1.12	ESSE	36	8336.6499	10728.2587	603.5786	-	3.85	2	8	5	4	6	1	4	5	20	10	0	4	3	1	0.66	19	45	0.93045
VCT2327	2.2	ESCL	83	8543.7850	10675.7529	614.5135	-	38.40	4	17	8	4	1	5	4	5	19	15	-2	12	4	1	1	13	61	2.12
VCT2328	1.8	ESCL	59	8525.5249	10665.4850	611.8664	-	13.06	4	13	8	2	1	5	4	5	17	15	-2	12	4	1	1	13.5	55	1.46776
VCT2346	1.06	ESCL	28	8433.1606	10762.9280	608.5281	30.00	-	2	8	5	4	6	1	4	5	20	15	-2	6	3	1	1	18.5	48	0.76
VCT2379	2.8	ESCL	59	8419.9220	10715.4317	594.5646	40.00	-	4	13	8	2	1	1	4	5	13	15	0	12	3	1	1	13	53	1.13324
VCT2380	3.15	ESCL	60	8460.8463	10725.8210	570.0587	-	28.47	4	13	8	2	1	1	4	5	13	15	-2	12	3	1	1	13.5	51	1.11699
VCT2473	2.28	ESCL	99	8490.1840	10728.4532	591.8000	24.00	-	4	20	8	2	1	1	6	6	16	15	-2	12	3	0.75	1	13.5	61	2.43665
VCT2474	2.5	ESCL	52	8486.5796	10746.5379	592.4918	45.00	-	2	13	8	2	1	1	6	5	15	15	0	9	3	1	1	19.5	53	0.88889
VCT2475	2.4	ESCL	50	8548.1958	10762.0835	590.8828	45.00	-	4	13	8	4	1	1	6	6	18	15	0	6	3	0.75	1	15	58	2.22222
VCT2531	2.7	ESCL	50	8440.3560	10799.4616	576.9128	24.00	-	4	8	8	2	1	3	4	5	15	15	0	9	2	1	1	18	50	0.61271
VCT2553	2.8	ESCL	51	8472.0380	10765.0507	592.5975	49.00	-	4	13	8	2	1	1	6	5	15	15	0	6	3	1	1	13.5	55	1.87831
VCT2554	2.4	ESCL	63	8466.6583	10792.4194	592.1126	49.00	-	4	13	8	2	1	1	6	5	15	15	0	9	3	1	1	13.5	55	1.54321
VCT31	1.9	ESCL	79	8438.0800	10780.0265	548.9818	45.00	-	12	17	8	2	6	3	6	5	22	15	-2	4	2	1	1	1.5	72	26.3333
VCT379	2	ESCL	36	8535.1676	10754.0557	554.2700	40.00	7.00	4	8	8	2	0	3	2	5	12	10	-5	12	2	1	0.66	0.9	37	4.4
VCT435	1.4	ESCL	36	8499.8135	10841.6492	552.5745	40.00	-	1	8	8	4	6	3	6	6	25	15	0	2	0.5	0.75	1	20	57	0.6
VCT72	3.9	ESCL	17	8512.2096	10721.2612	550.1900	30.00	-	2	3	8	4	0	3	4	5	16	15	-5	12	2	1	1	20	39	0.14167
VCT73	1.35	ESCL	81	8378.5700	10802.3400	550.2450	45.00	-	12	17	8	2	0	3	4	5	14	15	-12	4	0.5	1	1	4.2	54	2.41071
VCT967	2.4	ESCL	63	8441.9660	10747.9443	562.6000	45.00	-	1	13	8	2	0	3	2	6	13	15	-12	9	2	0.75	1	19.5	38	0.94967

8. Anexo II. Datos de campo procesados

Se anexan los 261 datos de las ventanas de caracterización que se recopilaron en campo y en barrenos de exploración, entiéndase que las litologías como BA (basalto) DIS (diseminado) y DK (dique) fueron descartados en el análisis de los datos. Solo se ~~tomó~~ tomó en cuenta los esquistos del bajo ESSE (esquisto de sericita) y ESCL (esquisto de clorita), la filita del alto FG (filita grafitica) y SM (sulfuro masivo). Cada una de las abreviaturas corresponden a las establecidas dentro de la unidad minera.

BHID	LONGITUD	LITOLOGIA	RMR	Q	RQD	X	Y	Z	AZIMUT	DIP
VCT1292	2.8	BA	76	12.86	96	8523.2	10757.53	641.72	43.90	-38
VCT1299	1.65	BA	72	5.91	95	8488.24	10730.45	649.11	41.92	-38
VCT1308	3.25	BA	68	37.99	92	8466.26	10755.1	639.75	9.91	-38
VCT1384	2.15	BA	60	13.02	65	8384.71	10765.78	613.81	319.30	-40
VCT1394	1.5	BA	80	17.33	87	8382.31	10725.15	634.17	295.10	40
VCT2243	3.55	BA	67	75.92	69	8464.79	10801.51	606.05	4.60	41
VCT2268	1.68	BA	77	71.68	83	8384.33	10766.23	615.09	319.30	41
VCT1290	4.6	DIS	41	0.20	17	8506.26	10740.09	619.81	45.28	41
VCT1291	6.16	DIS	58	1.15	52	8517.31	10751.41	632.26	43.90	-59
VCT1321	2.45	DIS	66	2.15	82	8462.97	10774.18	595.11	4.12	-59
VCT1322	3.25	DIS	43	0.98	22	8463.61	10783.27	598.25	3.95	-59
VCT1334	6.1	DIS	52	0.93	41	8437.61	10749.09	597.04	342.23	-60
VCT1382	3.1	DIS	57	1.43	63	8398.39	10750.1	602.88	317.86	60
VCT1391	3.65	DIS	50	1.44	47	8399.55	10717.26	616.64	293.91	60
VCT1426	4.8	DIS	46	0.97	42	8351.8	10723.48	597.35	287.50	61
VCT1497	2	DIS	49	0.30	71	8389.52	10796.61	573.5	250.00	-49
VCT1498	2	DIS	47	0.23	45	8403.47	10802.36	578.5	240.00	-49
VCT1499	2.3	DIS	54	0.39	57	8434.96	10827.62	583.5	263.00	-49
VCT1500	2.3	DIS	47	0.55	48	8413.42	10810.21	582.1	256.00	-49
VCT2095	2.6	DIS	50	0.55	58	8404.7	10791.89	565.83	249.00	-50

VCT2194	4.95	DIS	64	4.11	99	8357.21	10749.34	584.85	203.30	-50
VCT2204	3.37	DIS	52	2.46	59	8427.32	10783.65	589.97	180.55	-50
VCT2206	6.78	DIS	56	3.69	59	8427.03	10765.82	595.72	181.18	-50
VCT2210	2	DIS	56	3.55	59	8414.09	10798.82	569.55	186.34	50
VCT2221	5.47	DIS	52	2.19	82	8381.82	10809.76	572.64	201.30	18
VCT2229	3.37	DIS	58	2.47	63	8484.98	10767.93	604.99	276.80	-19
VCT2231	0.9	DIS	54	1.46	56	8476.31	10769.37	614.78	276.80	-20
VCT2261	1.5	DIS	57	3.60	60	8398.79	10749.66	603.96	317.87	-20
VCT2277	3.52	DIS	55	3.23	71	8399.56	10717.25	618.97	293.91	21
VCT2279	1.5	DIS	57	3.18	47	8390.8	10721.21	627.14	294.57	21
VCT2281	2.85	DIS	58	3.83	56	8387.18	10722.87	630.56	294.79	-4
VCT2283	1.13	DIS	57	3.98	53	8386.64	10723.13	631.07	294.87	-21
VCT2296	0.34	DIS	57	3.76	68	8362.58	10720.08	595.32	287.47	21
VCT2298	1.08	DIS	58	3.22	60	8360.91	10720.61	595.85	287.50	-29
VCT2300	0.33	DIS	65	4.98	70	8360.11	10720.86	596.11	287.50	-30
VCT2302	0.85	DIS	62	6.69	65	8358.11	10721.49	596.74	288.00	-30
VCT2306	0.6	DIS	67	8.33	75	8351.91	10723.45	598.72	287.50	30
VCT2308	1.81	DIS	60	3.07	55	8350.69	10723.83	599.11	287.50	-30
VCT2311	1.53	DIS	61	3.63	65	8343.41	10726.13	601.42	287.50	30
VCT2340	1.89	DIS	55	1.57	42	8463.64	10783.71	599.57	3.93	-30
VCT2342	0.86	DIS	53	1.11	47	8464.04	10789.72	601.84	3.81	44
VCT2343	1.11	DIS	52	1.11	45	8434.68	10758.22	605.65	342.14	-45
VCT2345	1.58	DIS	51	1.09	44	8433.64	10761.46	607.63	342.12	-45
VCT1325	4.45	DK	62	17.98	72	8464.97	10803.69	605.55	3.80	-45
VCT1336	2.25	DK	67	9.48	71	8429	10775.77	615.29	342.01	-45
VCT1396	1.2	DK	72	20.83	83	8376.19	10728.02	640.16	295.10	0
VCT2238	2.48	DK	78	156.16	86	8465.53	10771.09	626.61	276.80	-46
VCT2255	1.68	DK	82	192.86	96	8421.18	10748.45	632.29	330.19	-23

VCT2285	1.43	DK	75	98.72	84	8382.88	10724.88	634.61	295.10	-24
VCT2287	1.13	DK	74	88.50	75	8376.2	10728.01	640.94	295.00	-25
VCT232	3.9	DK	48	3.62	38	8391.11	10715.47	634.32	229.02	-25
VCT430	10	DK	55	23.18	49	8503.39	10841.87	583.71	266.50	-26
VCT432	2.1	DK	79	198.69	76	8502.34	10841.8	569.24	266.50	-26
VCT1286	9.4	ESCL	48	1.10	48	8461.94	10699.51	573.86	48.90	26
VCT1287	6.2	ESCL	61	1.56	77	8472.81	10709.07	585.28	48.90	-27
VCT1288	6.1	ESCL	50	0.69	30	8488.2	10722.83	601.92	48.90	27
VCT1289	6.1	ESCL	47	0.46	39	8498.55	10732.55	613.74	46.46	-27
VCT1294	6.15	ESCL	50	0.46	27	8463.24	10702.49	585.92	41.10	40
VCT1295	4.95	ESCL	50	0.66	28	8466.6	10706.31	594.39	41.30	40
VCT1296	3.8	ESCL	67	5.65	76	8473.04	10713.55	610.81	41.30	40
VCT1297	5.55	ESCL	52	1.23	41	8478.05	10719.11	623.84	41.90	40
VCT1301	8.4	ESCL	49	0.78	26	8458.1	10705.26	580.96	8.90	40
VCT1302	6	ESCL	50	0.77	44	8458.94	10710.56	587.09	8.90	40
VCT1303	6.2	ESCL	49	0.51	26	8461.03	10723.66	602.35	9.00	-40
VCT1304	5.8	ESCL	45	0.59	31	8462.94	10735.51	616.3	9.20	41
VCT1317	8.25	ESCL	60	3.58	44	8457.53	10705.69	568.63	4.63	-41
VCT1318	4.75	ESCL	42	0.54	23	8459.16	10725.76	578.13	4.60	41
VCT1319	6.85	ESCL	44	0.27	15	8460.44	10741.43	583.79	4.60	41
VCT1320	7.5	ESCL	56	0.66	57	8461.82	10758.73	590.18	4.40	15
VCT1328	8	ESCL	45	0.66	19	8452.58	10704.09	572.96	340.30	15
VCT1329	5.9	ESCL	50	1.07	31	8446.63	10721.3	583.34	341.20	16
VCT1330	6.2	ESCL	57	2.94	66	8442.43	10734.05	591	341.90	17
VCT1338	6.7	ESCL	50	0.34	30	8453.3	10697.66	567.34	324.25	17
VCT1339	6.3	ESCL	47	0.35	30	8444.63	10710.22	587.05	325.90	17
VCT1340	6.5	ESCL	50	0.34	29	8435.22	10724.85	604.45	327.90	17
VCT1341	6.15	ESCL	41	0.13	16	8427.99	10736.77	618.58	329.10	-17

VCT1376	8.05	ESCL	52	0.41	45	8446.94	10702.04	572.39	311.40	-17
VCT1377	6.1	ESCL	53	0.79	67	8438.57	10709.64	577.41	312.40	-40
VCT1378	6.2	ESCL	47	1.13	48	8421.84	10725.62	587.96	314.30	-41
VCT1379	5.25	ESCL	49	0.95	35	8411.53	10736	594.82	315.70	-43
VCT1380	2.8	ESCL	57	0.93	50	8402.13	10745.98	601.5	317.20	-34
VCT1387	7.15	ESCL	50	1.05	31	8449.33	10696.9	569.36	290.19	0
VCT1388	4.35	ESCL	50	1.10	48	8436.93	10701.63	582.27	291.20	0
VCT1389	6.25	ESCL	44	0.60	18	8420.55	10708.22	595.8	292.39	0
VCT1390	6.85	ESCL	47	0.70	41	8406.45	10714.22	608.22	293.36	0
VCT1392	4.95	ESCL	54	1.73	51	8391.27	10720.99	623.5	294.45	0
VCT1416	8.75	ESCL	45	0.84	25	8446.33	10696.77	567.74	282.63	0
VCT1417	6.05	ESCL	53	1.70	50	8431.14	10700.42	572.69	283.81	0
VCT1418	7.3	ESCL	62	5.34	78	8411.21	10705.66	578.14	285.21	-34
VCT1419	6.3	ESCL	48	1.88	41	8394.42	10710.44	583.51	286.11	0
VCT1420	5.7	ESCL	56	2.60	57	8375.22	10716.16	589.66	286.87	0
VCT1421	5.65	ESCL	63	5.66	57	8361.8	10720.33	593.92	287.40	0
VCT1429	11.5	ESCL	49	1.92	37	8455.78	10680.93	564.89	179.32	0
VCT1430	6.1	ESCL	50	3.36	49	8455.92	10668.03	550.29	179.40	-40
VCT1431	5.45	ESCL	42	1.25	18	8456.03	10657.01	539.94	179.47	0
VCT1501	2.4	ESCL	44	0.32	56	8321.67	10810.49	588.5	270.00	0
VCT2071	2.4	ESCL	49	0.73	71	8563.17	10788.93	583.07	303.00	0
VCT2100	3	ESCL	51	0.51	83	820.48	10700.76	798.85	246.00	0
VCT2111	2.8	ESCL	48	0.29	49	8370.02	10675.12	568.27	100.00	0
VCT2143	2.15	ESCL	43	0.26	44	8348.29	10669.47	567.19	100.00	0
VCT2150	2.3	ESCL	42	0.35	50	8458.19	10683.14	568.05	218.00	-11
VCT2151	2.4	ESCL	45	1.05	58	8428.76	10678.08	568.15	53.00	-10
VCT2166	2.45	ESCL	40	0.37	53	8542.61	10738.99	592.43	263.00	-10
VCT2167	2.7	ESCL	41	0.49	69	8553.7	10743.62	567.65	275.00	-10

VCT2168	2.55	ESCL	41	0.47	67	8387.72	10672.58	567.74	88.00	10
VCT2193	6.1	ESCL	62	2.27	77	8360.92	10757.95	583.17	203.17	-10
VCT2196	2.55	ESCL	59	1.44	63	8354.35	10742.7	586.19	203.40	-10
VCT2197	6.1	ESCL	55	1.10	75	8351.96	10737.2	586.22	203.45	-17
VCT2198	2.15	ESCL	50	0.61	40	8351.11	10735.26	587.67	203.50	-17
VCT2199	6.32	ESCL	46	1.00	39	8349.21	10730.9	588.53	203.53	-18
VCT2203	7.98	ESCL	54	2.15	53	8426.11	10790.17	587.65	180.35	-18
VCT2207	8.27	ESCL	43	0.72	41	8427.12	10761.66	596.95	177.20	-18
VCT2209	8.5	ESCL	56	1.22	66	8414.86	10814.46	568.01	186.04	-18
VCT2212	4.74	ESCL	43	2.23	73	8412.53	10786.99	571.62	186.70	-18
VCT2213	11.9	ESCL	50	1.19	68	8411.49	10779.54	572.64	186.94	-17
VCT2222	7.77	ESCL	41	1.14	33	8379.47	10804.05	573.73	201.30	-9
VCT2230	5.12	ESCL	43	0.54	72	8481.78	10768.42	608.33	276.80	-9
VCT2234	2.89	ESCL	54	1.45	59	8470.55	10770.27	621.02	276.80	-9
VCT2235	1.67	ESCL	51	1.18	48	8468.99	10770.55	622.6	276.80	-9
VCT2240	6.24	ESCL	41	0.64	12	8461.94	10764.11	592.15	4.60	-9
VCT2241	2.84	ESCL	48	1.45	27	8462.9	10776.68	596.69	4.60	-10
VCT2245	5.2	ESCL	46	1.40	27	8458.92	10736.78	602.73	340.30	-12
VCT2246	5.06	ESCL	50	2.01	39	8459.9	10749.33	613.31	340.30	-12
VCT2250	5.31	ESCL	50	1.81	35	8433.08	10728.33	608.6	328.43	-12
VCT2251	5.32	ESCL	41	0.71	14	8427.85	10737.02	618.87	329.16	-12
VCT2253	2.73	ESCL	44	0.72	46	8424.33	10743.01	625.92	329.72	-12
VCT2257	5.2	ESCL	41	1.20	23	8417.41	10729.99	590.84	314.94	-12
VCT2258	5.15	ESCL	48	0.82	47	8408.08	10739.6	597.25	316.30	-12
VCT2259	5.18	ESCL	51	1.76	50	8401.49	10746.66	601.95	317.00	-12
VCT226	4.8	ESCL	42	0.92	56	8483.1	10726.64	576.55	204.20	-6
VCT2262	0.5	ESCL	51	1.54	40	8398.61	10749.85	604.09	317.94	-6
VCT2265	4.19	ESCL	53	2.66	69	8394.98	10753.91	606.83	318.34	-6

VCT2276	5.18	ESCL	43	0.63	15	8402.74	10715.85	616.04	293.65	-6
VCT2278	5.3	ESCL	42	0.37	8	8394.26	10719.63	623.89	294.23	-6
VCT2284	3.61	ESCL	40	0.37	9	8383.5	10724.59	634.04	295.00	-45
VCT2289	2.55	ESCL	57	1.84	75	8523.49	10735.36	592.5	64.00	-45
VCT2290	3	ESCL	52	1.09	44	8505.73	10722.1	593	83.00	-45
VCT2291	2.25	ESCL	43	0.98	73	8487.75	10714.88	593.53	60.00	-45
VCT2292	4.8	ESCL	40	0.31	18	8384.28	10713.43	588.49	286.53	-45
VCT2293	4.9	ESCL	47	0.69	39	8366.57	10718.83	594.06	287.23	-45
VCT2297	0.74	ESCL	55	2.40	61	8362.29	10720.18	595.41	287.47	-45
VCT2301	1.18	ESCL	57	4.77	51	8358.49	10721.38	596.62	288.00	-45
VCT2303	4.45	ESCL	46	0.55	31	8353.73	10722.87	598.14	287.50	-45
VCT2305	1.5	ESCL	50	2.52	49	8352.34	10723.31	598.58	287.50	-45
VCT2310	4.96	ESCL	46	1.38	35	8345.39	10725.5	600.8	287.50	-45
VCT2312	1.21	ESCL	49	1.82	41	8342.65	10726.37	601.67	287.50	-18
VCT2315	3.03	ESCL	47	1.07	25	8337.86	10727.88	603.19	287.50	-18
VCT2327	2.2	ESCL	61	2.12	83	8543.79	10675.75	614.51	250.00	-18
VCT2328	1.8	ESCL	55	1.47	59	8525.52	10665.48	611.87	260.00	-18
VCT2346	1.06	ESCL	48	0.76	28	8433.16	10762.93	608.53	342.11	-18
VCT2379	2.8	ESCL	53	1.13	59	8419.92	10715.43	594.56	340.00	-29
VCT2380	3.15	ESCL	51	1.12	60	8460.85	10725.82	570.06	40.00	-29
VCT2473	2.28	ESCL	61	2.44	99	8490.18	10728.45	591.8	346.00	-29
VCT2474	2.5	ESCL	53	0.89	52	8486.58	10746.54	592.49	156.00	-29
VCT2475	2.4	ESCL	58	2.22	50	8548.2	10762.08	590.88	0.00	-29
VCT2531	2.7	ESCL	50	0.61	50	8440.36	10799.46	576.91	347.00	-84
VCT2553	2.8	ESCL	55	1.88	51	8472.04	10765.05	592.6	350.00	-45
VCT2554	2.4	ESCL	55	1.54	63	8466.66	10792.42	592.11	210.00	-45
VCT31	1.9	ESCL	72	26.33	79	8438.08	10780.03	548.98	293.00	-45
VCT379	2	ESCL	37	4.40	36	8535.17	10754.06	554.27	184.00	-45

VCT435	1.4	ESCL	57	0.60	36	8499.81	10841.65	552.57	266.50	-45
VCT72	3.9	ESCL	39	0.14	17	8512.21	10721.26	550.19	210.00	-45
VCT73	1.35	ESCL	54	2.41	81	8378.57	10802.34	550.25	0.00	-45
VCT967	2.4	ESCL	38	0.95	63	8441.97	10747.94	562.6	158.00	-25
VCT1306	3.05	ESSE	47	0.38	33	8465.45	10750.41	634.11	9.70	-26
VCT2225	5.04	ESSE	45	0.75	64	8313.79	10763.63	573.26	215.30	-26
VCT2226	6.34	ESSE	49	1.68	64	8304.65	10751.27	575.55	215.30	-83
VCT2227	5.68	ESSE	51	1.42	72	8299.27	10762.02	576.96	215.30	-26
VCT2228	4.94	ESSE	57	1.63	43	8494.55	10766.35	594.59	276.80	-26
VCT2232	5.47	ESSE	53	1.15	73	8474.21	10769.64	616.7	276.80	-26
VCT2264	0.57	ESSE	53	1.62	61	8397.57	10751.02	604.87	318.10	-26
VCT2295	0.63	ESSE	48	0.75	48	8363.04	10719.94	595.17	287.45	-26
VCT2314	1.13	ESSE	49	1.90	35	8340.87	10726.93	602.23	287.50	-27
VCT2316	1.12	ESSE	45	0.93	36	8336.65	10728.26	603.58	287.50	-27
VCT1293	4.1	FG	42	0.17	10	8525.31	10759.72	643.48	43.90	-27
VCT1300	7.5	FG	44	0.15	13	8493.6	10736.35	657.92	42.01	-27
VCT1307	3.3	FG	41	0.29	33	8465.9	10753	637.23	9.80	-27
VCT1309	5.1	FG	49	0.77	45	8466.9	10759.42	640.75	9.87	-40
VCT1324	3.35	FG	42	0.94	18	8464.21	10792.26	602.81	3.80	-40
VCT1337	6.4	FG	37	0.34	30	8427.83	10779.36	618.37	342.50	-40
VCT1343	5.5	FG	32	0.14	18	8422.6	10748.74	629.42	0.00	-40
VCT1344	4.55	FG	35	0.19	22	8416.01	10756.08	641.4	331.20	-40
VCT1383	5	FG	40	0.47	40	8393.01	10756.15	608.33	318.60	-41
VCT1385	4.65	FG	32	0.19	11	8381.99	10768.95	616.91	319.30	-41
VCT1395	7.25	FG	37	0.55	23	8379.8	10726.33	637.56	295.10	-41
VCT1397	5.1	FG	52	1.61	35	8371.04	10730.43	642.49	295.10	-41
VCT1427	7.7	FG	27	0.45	39	8333.12	10729.37	604.71	287.50	-41
VCT1428	5.8	FG	33	0.40	34	8319.26	10733.11	608.96	288.30	-41

VCT2200	2.6	FG	53	1.25	69	8427.21	10822.72	559.58	179.53	-41
VCT2201	2.85	FG	40	0.73	53	8427.37	10810.03	575.11	179.53	-41
VCT2202	7.2	FG	41	0.96	69	8425.9	10803.33	586.99	179.95	0
VCT2208	4.02	FG	46	1.13	70	8415.52	10821.92	565.93	185.70	0
VCT2214	4.19	FG	42	0.49	72	8393.85	10838.76	567.18	201.30	0
VCT2215	2.44	FG	45	0.36	78	8392.52	10835.61	567.64	201.30	-17
VCT2216	2.94	FG	50	1.16	66	8391.55	10833.26	567.65	201.30	-17
VCT2218	4.48	FG	45	0.88	67	8389.16	10827.46	569.06	201.30	-17
VCT2219	3.12	FG	48	0.88	80	8387.7	10823.99	569.65	201.30	-17
VCT2223	5.45	FG	42	0.92	60	8325.34	10779.21	570.26	215.30	-17
VCT2224	5.52	FG	40	0.84	54	8315.63	10766.11	572.95	215.30	-17
VCT2237	2.09	FG	36	0.52	33	8467.16	10770.84	625.06	276.80	-17
VCT2239	5.2	FG	36	0.86	25	8462.86	10771.49	629.36	276.80	-17
VCT2242	6.95	FG	33	0.34	6	8464.43	10796.68	604.09	4.60	-17
VCT2244	3.2	FG	46	3.29	31	8465.03	10804.62	607.39	4.60	-17
VCT2247	5.58	FG	41	0.77	32	8460.65	10760.33	622.48	340.30	-17
VCT2248	4.4	FG	32	0.28	10	8461.01	10766.25	627.62	340.30	-17
VCT2249	4.64	FG	37	0.52	13	8461.2	10765.38	626.83	340.30	-17
VCT2254	5.29	FG	40	0.32	14	8421.78	10747.41	631.06	330.01	-17
VCT2256	5.5	FG	42	0.48	9	8419.8	10750.87	635.09	330.29	-17
VCT2266	4.19	FG	52	2.56	69	8391.79	10757.55	609.26	318.84	-17
VCT2267	4.36	FG	40	0.42	16	8385.81	10764.5	613.93	319.30	-17
VCT2269	4.07	FG	46	0.47	9	8382.49	10768.36	616.52	319.30	-17
VCT2286	5.3	FG	42	0.86	22	8377.63	10727.34	639.61	295.10	-17
VCT2288	5.33	FG	52	1.06	48	8374.37	10728.87	642.69	295.00	-17
VCT2317	5.11	FG	50	0.84	48	8326.8	10731.36	606.72	287.50	-17
VCT2318	5.14	FG	50	0.83	47	8316.67	10734.56	609.95	287.50	-17
VCT431	7.8	FG	61	27.62	58	8502.27	10841.8	574.44	266.50	-17

VCT433	7.4	FG	38	0.25	30	8500.32	10841.68	561.74	266.50	-17
VCT434	9	FG	45	1.02	40	8499.42	10841.63	557.61	266.50	-17
VCT1298	4.95	SM	60	2.94	73	8488.45	10730.68	646.77	41.92	-17
VCT1305	3.1	SM	59	15.93	65	8465.07	10748.21	631.47	9.69	-17
VCT1323	5.15	SM	56	4.69	56	8463.71	10787.27	600.12	0.00	-79
VCT1335	3.04	SM	50	1.33	66	8434.02	10760.26	606.89	342.10	-30
VCT1342	3.05	SM	46	0.70	44	8425.25	10741.43	624.07	329.50	-55
VCT1381	3.4	SM	49	1.04	75	8400.55	10747.71	602.65	317.50	-79
VCT1393	7.35	SM	60	6.72	68	8387.95	10722.51	629.78	294.60	0
VCT1488	2	SM	52	6.19	45	8439.02	10830.93	594.36	235.00	-21
VCT1489	2.1	SM	60	1.40	57	8435.42	10826.95	593.5	220.00	-21
VCT1502	2	SM	48	1.50	45	8364.76	10780.89	588.5	238.00	-21
VCT1503	1.7	SM	45	0.97	47	8346.63	10771.29	588.88	252.00	-30
VCT2096	2.5	SM	51	1.02	60	8380.71	10780.46	567.14	284.00	-30
VCT2195	4.8	SM	66	12.78	96	8355.34	10745	585.72	203.35	-30
VCT2205	11.07	SM	56	3.09	40	8426.25	10778.64	591.49	180.82	-30
VCT2211	8.9	SM	54	1.59	43	8413.08	10794.2	570.53	186.51	-79
VCT2220	11.51	SM	59	6.20	80	8385.05	10817.36	571.03	201.30	0
VCT2233	1.26	SM	58	4.23	63	8471.92	10770.08	619.54	276.80	0
VCT225	3.6	SM	54	1.69	33	8485.32	10731.38	619.3	207.73	0
VCT2252	3.65	SM	53	3.24	62	8424.95	10741.93	624.65	329.60	0
VCT2260	2.95	SM	60	6.47	71	8399.69	10748.65	603.28	317.66	0
VCT2263	0.44	SM	58	7.23	80	8398.17	10750.35	604.42	318.01	0
VCT2280	1.65	SM	61	5.77	61	8389.71	10721.71	628.16	294.64	0
VCT2282	0.76	SM	63	6.58	72	8387.28	10722.83	630.46	294.83	0
VCT2294	0.2	SM	63	7.50	75	8363.58	10719.77	595	287.43	0
VCT2299	0.33	SM	65	8.20	70	8360.62	10720.7	595.94	287.50	0
VCT2304	0.15	SM	63	7.84	67	8353.7	10722.88	598.15	287.50	0

VCT2307	0.6	SM	69	16.07	75	8351.49	10723.58	598.85	287.50	0
VCT2309	0.53	SM	60	5.66	57	8349.99	10724.05	599.33	287.50	0
VCT2313	0.6	SM	58	6.67	67	8341.81	10726.63	601.93	287.50	0
VCT233	3	SM	52	4.40	50	8389.94	10714.42	625.7	227.95	0
VCT2333	2.6	SM	51	1.50	54	8402.09	10787.14	569.94	85.00	0
VCT2341	4.89	SM	63	3.10	51	8464.01	10789.18	601.65	3.85	0
VCT2344	2.43	SM	58	2.99	49	8433.83	10760.85	607.26	342.13	0
VCT235	5.7	SM	57	1.08	26	8385.7	10710.3	599.18	224.29	-45
VCT2381	3.54	SM	57	3.24	47	8413.01	10791.07	570.91	85.00	0
VCT2383	1.7	SM	54	1.40	59	8404.25	10759.44	592.24	313.00	-81
VCT2455	1.83	SM	54	1.70	46	8394.95	10753.71	592.06	75.00	-81
VCT2472	2.4	SM	61	3.47	63	8365.75	10741.28	592.51	240.00	-81
VCT2530	2.8	SM	48	0.79	45	8456.7	10805.85	577.08	35.00	-81
VCT2541	2.38	SM	59	3.55	48	8422.26	10788.95	575.7	206.00	-81
VCT2555	2.75	SM	54	2.00	47	8451.33	10788.26	592	260.00	-81
VCT2588	3	SM	56	2.63	67	8518.45	10797.66	590	260.00	0
VCT2589	2.4	SM	56	2.63	67	8354.72	10738.86	592.4	210.00	-90
VCT2615	2.35	SM	51	3.20	54	8403.75	10780.64	576.33	224.00	0

9. Anexo III. Estimación del número de estabilidad modificado N' para cada litología.

Se presentan los datos procesados para el cálculo del N', que incluyen el RQD y cada parámetro para la estimación del Q. Para cada litología se toma el promedio de ciertos datos.

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a}$$

Se va a estimar el valor promedio de RQD, Jn, Jr y Ja para cada litología.

Filita

	BHID	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF
Filita Grafítica	VCT0431	10	9	2	1	1	19.5
	VCT0433	13	2	0.5	1	0.66	20
	VCT0434	33	4	2	1	0.66	13
	VCT1293	45	4	1	0.75	1	19
	VCT1300	18	6	1	0.75	1	19.5
	VCT1307	30	6	1	1	1	19
	VCT1309	18	4	1	0.75	1	19.5
	VCT1324	22	4	3	0.75	1	19
	VCT1337	40	3	1	0.75	1	19.5
	VCT1343	11	9	1	0.75	1	19
	VCT1344	23	4	0.5	0.75	1	19.5
	VCT1383	35	6	1	0.75	1	19
	VCT1385	39	4	1	0.75	1	19
	VCT1395	34	3	1	0.75	1	19
	VCT1397	69	3	2	0.75	1	19.5
	VCT1427	53	12	3	0.75	0.66	19
	VCT1428	69	12	3	0.75	0.66	19
	VCT2200	70	9	3	1	1	18.5
	VCT2201	72	12	3	1	1	18
	VCT2202	78	6	3	2.5	1	14.5
VCT2208	66	4	3	2.5	1	18.5	
VCT2214	67	9	3	2.5	1	19.5	
VCT2215	80	9	2	2.5	1	19	
VCT2216	60	9	3	1	1	19	
VCT2218	54	12	3	1	1	19	

VCT2219	33	6	4	2.5	0.66	16
VCT2223	25	9	4	1	0.66	19
VCT2224	6	9	4	1	0.66	19
VCT2237	31	9	3	0.75	0.66	19
VCT2239	32	4	3	0.75	0.66	19
VCT2242	10	4	3	0.75	1	19
VCT2244	13	2	3	0.75	1	19
VCT2247	14	9	3	0.75	1	18.5
VCT2248	9	4	3	1	0.66	17.5
VCT2249	69	4	3	1	1	19
VCT2254	16	9	3	0.75	1	19
VCT2256	9	4	3	0.75	1	19
VCT2266	22	6	3	1	1	13.5
VCT2267	48	6	3	1	1	19
VCT2269	48	4	4	1	1	19
VCT2286	47	4	3	1	1	19
VCT2288	58	9	3	1	1	15
VCT2317	30	9	3	1	1	19
VCT2318	40	9	3	1	1	19
Promedio	37.9318	6.4773	2.4773	1.0568		

	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'
Filita	37.9318	6.4773	2.4773	1.0568	13.7273

Esquisto

	BHID	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF
Esquisto	VCT0031	48	4	2	1	1	1.5
	VCT0072	77	12	2	1	1	20
	VCT0073	30	4	0.5	1	1	4.2
	VCT0379	39	12	2	1	0.66	0.9
	VCT0435	27	2	0.5	0.75	1	20
	VCT0967	28	9	2	0.75	1	19.5
	VCT1286	76	3	1	0.75	1	19.5
	VCT1287	41	4	1	0.75	1	16.5
	VCT1288	26	3	1	0.75	1	19
	VCT1289	44	6	1	0.75	1	19
	VCT1294	26	4	1	0.75	1	19.5
	VCT1295	31	3	1	0.75	1	19

VCT1296	33	6	1.5	0.75	1	4.5
VCT1297	44	3	1	0.75	1	15
VCT1301	23	3	1	0.75	1	15
VCT1302	15	4	1	0.75	1	19
VCT1303	57	4	1	0.75	1	17
VCT1304	19	6	3	1	0.66	17.5
VCT1306	31	6	1	0.75	1	19
VCT1317	66	3	1	0.75	1	5.5
VCT1318	30	3	1	0.75	1	19
VCT1319	30	4	1	0.75	1	18
VCT1320	29	3	0.5	0.75	1	19
VCT1328	16	2	1	0.75	1	19
VCT1329	45	2	1	0.75	1	19
VCT1330	67	2	1	0.75	1	15
VCT1338	48	3	0.5	0.75	1	19.5
VCT1339	35	6	1	0.75	1	19
VCT1340	50	3	0.5	0.75	1	19
VCT1341	31	9	1	0.75	1	19
VCT1376	48	4	0.5	0.75	1	18
VCT1377	18	6	1	0.75	1	19
VCT1378	41	3	1	0.75	1	19
VCT1379	51	3	1	0.75	1	16.5
VCT1380	25	6	1	0.75	1	12
VCT1387	50	2	1	0.75	1	19.5
VCT1388	78	3	1	0.75	1	19.5
VCT1389	41	2	1	0.75	1	19.5
VCT1390	57	4	1	0.75	1	19.5
VCT1392	57	2	1	0.75	1	19.5
VCT1416	37	2	1	0.75	1	19.5
VCT1417	49	3	1.5	0.75	1	19.5
VCT1418	18	2	2	0.75	1	19.5
VCT1419	56	3	2	0.75	1	19.5
VCT1420	71	3	2	0.75	1	19.5
VCT1421	83	3	4	0.75	1	17.8
VCT1429	49	4	3	0.75	1	19.5
VCT1430	44	2	2	0.75	1	19.5
VCT1431	50	3	3	0.75	1	19.5
VCT1501	58	9	1	1	1	19.5
VCT2071	53	15	3	1	1	19.5
VCT2100	69	12	3	2.5	1	16.5

VCT2111	67	9	2	2	1	19
VCT2143	77	9	2	2	1	19
VCT2150	63	15	3	1	0.66	19
VCT2151	75	9	3	1	1	18.5
VCT2166	40	15	2	1	1	19
VCT2167	39	15	2	1	1	19
VCT2168	53	15	2	1	1	19
VCT2193	41	6	3	1	1	17
VCT2196	66	6	2	1	1	14.5
VCT2197	73	12	3	1	1	17
VCT2198	68	9	2	1	1	14.5
VCT2199	33	6	3	1	1	19.5
VCT2203	64	4	3	1	1	18.5
VCT2207	64	6	3	1	0.66	19
VCT2209	72	9	3	1	1	18
VCT2212	43	6	4	1	0.66	14.5
VCT2213	72	9	3	1	1	19
VCT2222	73	4	4	1	0.66	19
VCT2225	59	12	4	1	0.66	19
VCT2226	48	9	4	1	1	17
VCT2227	12	9	4	1	0.66	15
VCT2228	27	4	2	0.75	1	17.5
VCT2230	27	9	3	2.5	1	18
VCT2232	39	4	3	2.5	1	19
VCT2234	35	9	3	0.75	1	18
VCT2235	14	9	3	0.75	1	18
VCT2240	46	4	3	0.75	1	19
VCT2241	23	4	3	0.75	1	18.5
VCT2245	47	4	3	0.75	1	19
VCT2246	50	4	3	1	1	14.5
VCT2250	56	4	3	0.75	1	19.5
VCT2251	40	4	3	0.75	1	19.5
VCT2253	61	9	3	1	0.66	14
VCT2257	69	4	3	0.75	1	19
VCT2258	15	9	3	1	1	19
VCT2259	8	6	3	0.75	1	19
VCT226	9	4	2	1	0.66	20
VCT2262	75	6	3	1	1	13
VCT2264	44	6	3	1	1	19
VCT2265	73	6	3	1	1	13

VCT2276	18	6	3	1	1	12
VCT2278	39	4	3	1	1	15.5
VCT2284	48	4	3	1	1	18.5
VCT2289	61	12	4	1	1	13.5
VCT2290	51	12	4	1	1	13.5
VCT2291	31	12	2	1	1	12.5
VCT2292	49	9	3	1	1	19
VCT2293	35	9	3	1	1	19
VCT2295	41	4	3	2.5	1	19
VCT2297	35	4	3	1	1	19
VCT2301	25	4	3	1	1	8
VCT2303	36	9	3	1	1	19
VCT2305	83	4	3	1	1	14.5
VCT2310	59	4	3	1	1	19
VCT2312	28	4	3	1	1	17
VCT2314	59	4	3	1	1	14
VCT2315	60	4	3	1	1	17.5
VCT2316	99	4	3	1	0.66	19
VCT2327	52	12	4	1	1	13
VCT2328	50	12	4	1	1	13.5
VCT2346	50	6	3	1	1	18.5
VCT2379	51	12	3	1	1	13
VCT2380	63	12	3	1	1	13.5
VCT2473	79	12	3	0.75	1	13.5
VCT2474	36	9	3	1	1	19.5
VCT2475	36	6	3	0.75	1	15
VCT2531	17	9	2	1	1	18
VCT2553	81	6	3	1	1	13.5
VCT2554	63	9	3	1	1	13.5
Promedio	46.7769	6.2397	2.2810	0.9504		

	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'
Esquisto	46.7769	6.2397	2.2810	0.9504	17.9921

Sulfuro Masivo

	BHID	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF
Sulfuro Masivo	VCT0225	33	4	2	0.75	1	13
	VCT0233	50	4	2	0.75	0.66	5
	VCT0235	26	4	2	1	1	12
	VCT1298	73	3	1	0.75	1	11
	VCT1305	65	3	0.5	0.75	1	0.9
	VCT1323	56	4	3	1	1	9
	VCT1335	66	3	0.5	0.75	1	11
	VCT1342	44	9	1.5	0.75	1	14
	VCT1381	75	4	0.5	0.75	1	12
	VCT1393	68	6	4	0.75	1	9
	VCT1488	45	4	0.5	1	0.66	0.6
	VCT1489	57	9	0.5	1	0.66	1.5
	VCT1502	45	15	4	1	1	8
	VCT1503	47	15	4	1	1	13
	VCT2096	60	9	4	2.5	1	10.5
	VCT2195	96	4	4	0.75	1	10
	VCT2205	40	6	4	0.75	1	11.5
	VCT2211	43	9	4	1	1	12
	VCT2220	80	6	4	0.75	1	11.5
	VCT2233	63	4	3	0.75	1	15
	VCT2252	62	4	3	0.75	1	19
	VCT2260	71	4	3	0.75	1	11
	VCT2263	80	4	3	0.75	1	11
	VCT2280	61	4	3	0.75	1	10.5
	VCT2282	72	4	3	0.75	1	11
	VCT2294	75	4	3	0.75	1	10
	VCT2299	70	4	3	0.75	1	8.5
	VCT2304	67	4	3	0.75	1	8.5
	VCT2307	75	2	3	1	1	7
	VCT2309	57	4	3	0.75	1	10
	VCT2313	67	4	3	0.75	1	10
	VCT2333	54	6	2	1	1	12
	VCT2341	51	4	2	0.75	1	11
	VCT2344	49	4	2	0.75	1	11
	VCT2381	47	12	4	1	1	4.8
	VCT2383	59	12	4	1	1	14
VCT2455	46	12	3	0.75	1	9	
VCT2472	63	6	3	0.75	1	12	

	VCT2530	45	6	2	2.5	1	7.5
	VCT2541	48	9	2	0.75	1	4
	VCT2555	47	9	3	0.75	1	10.5
	VCT2588	67	9	2	0.75	1	7.5
	VCT2589	67	9	2	0.75	1	7.5
	VCT2615	54	15	4	0.75	1	6
Promedio	58.7727	6.3636	2.6591	0.8920			

	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'
Sulfuro masivo	57.7727	6.3636	2.6591	0.8920	27.5307

10. Referencias

- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering*. Canada: Wiley-Interscience.
- E., H., & Brown, E. (1985). *Excavaciones Subterráneas en Roca*. Ciudad de México, México: Mc. Graw-Hill.
- Edwards, R., & Atkinson, K. (1986). *Ore Deposit Geology and its influence on mineral exploration*. New York: Chapman and Hall. doi:10.1007/978-94-011-8056-6
- Gatica-Jiménez, G. (2015). *Implementación de un sistema de fortificación en obras de desarrollo y rebajas, en Minera Tizapa*. Ciudad de México: Universidad Nacional Autónoma de México.
- Hartman, H. L., & Mutmanský, J. M. (2007). *Introductory Mining Engineering*. Nueva Dheli: Wiley-India.
- Herrera-Hebert, J. (2020). *Introducción a la Minería Subterránea* (Vol. IV: Métodos de Explotación de Interior). Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (1997). *Engineering Rock Mechanics. An Introduction to the Principles* (Vol. I). Oxford: Elsevier Science Ltd.
- Miranda-Gasca, M. (2000, Octubre). The metallic ore-deposits of the Guerrero Terrane, western Mexico: an overview. *Journal of South American Earth Sciences.*, 410-413. doi:10.1016/S0895-9811(00)00032-8
- Nicholas, D. (1981). Method Selection—A Numerical Approach. In SME-AIME, *Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines* (pp. 39-53). Nueva York: SME-AIME.
- OSINERGMIN. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima, Peru: Osinergmin.
- Peñoles. (2023, Abril 27). *Inversionistas: Peñoles*. Retrieved from Peñoles Web Site: https://www.penoles.com.mx/assets/files/reportes/Anuales/PEN_IA22-ESP.pdf
- Pérez Carrasco, E. R. (2015). *Modelamiento Numérico de Esfuerzos para Métodos Empíricos de Estabilidad de Caserones*. Santiago de Chile, Chile: Universidad de Chile.
- Torres-Guerrero, D. (2009). Descripción geológica de la mina Tizapa, Zacazonapan, Estado de México. In K. F. Clark, G. A. Salas-Pizá, & R. Cubillas-Estrada, *Geología Económica de México* (Segunda ed., p. 953). Ciudad de México: Asociación de Ingenieros de Minas, Metalurgistas y Geólogos de México.