



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



“DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO EN VETAS ANGOSTAS DEL TAJO PILOTO EN LA UNIDAD MINERA ANTAPITE”

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ALEXIS CONDORI MARON

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2021



DEDICATORIA

A mí querida madre y mi hermano que en paz descansen y de Dios gocen. A mi padre y mis hermanos que me brindaron todo su apoyo económico y moral durante mi formación universitaria.

A mis amigos que siempre estuvieron presentes durante mi formación universitaria dándome su apoyo moral en los momentos de tristeza y por permitir compartir con ellos momentos de felicidad.



AGRADECIMIENTOS

A Dios, a mi padre y mis hermanos, por guiar mi camino y hacer de mí un ser humano de buenos valores y principios.

Un agradecimiento muy especial a la Universidad Nacional del Altiplano – Puno, en especial a mi querida Facultad de Ingeniería de Minas, por permitirme fortalecer mis conocimientos las cuales me llevaran al éxito profesional.

Agradezco con mi mayor estima a mi asesor de tesis, Ing. Fredy Alonso Valeriano Nina, que en todo momento me brindó todo su apoyo incondicional para la elaboración de esta tesis.



ÍNDICE GENERAL

| | |
|---------------------|----|
| DEDICATORIA | |
| AGRADECIMIENTOS | |
| ÍNDICE GENERAL | |
| ÍNDICE DE FIGURAS | |
| ÍNDICE DE TABLAS | |
| ÍNDICE DE ACRÓNIMOS | |
| RESUMEN | 12 |
| ABSTRACT..... | 13 |

CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN

| | |
|---|----|
| 1.1. Planteamiento del problema..... | 14 |
| 1.2. Formulación del problema | 15 |
| 1.2.1. Problema general..... | 15 |
| 1.2.2. Problemas específicos | 15 |
| 1.3. Hipótesis de la investigación..... | 15 |
| 1.3.1. Hipótesis general..... | 15 |
| 1.3.2. Hipótesis específicos..... | 15 |
| 1.4. Justificación | 16 |
| 1.5. Objetivos | 17 |
| 1.5.1. Objetivo general..... | 17 |
| 1.5.2. Objetivos específicos | 17 |

CAPÍTULO II REVISIÓN DE LITERATURA

| | |
|--|----|
| 2.1. Antecedentes | 18 |
| 2.2. Base teórico..... | 21 |
| 2.2.1. Caracterización del macizo rocoso | 21 |
| 2.2.1.1. Índice de designación de la calidad de la roca (RQD)..... | 21 |
| 2.2.1.2. Sistema de clasificación RMR de Bieniawski | 22 |
| 2.2.1.3. Sistema de clasificación de Q | 25 |
| 2.2.1.4. Correlaciones entre los índices RMR y Q..... | 27 |
| 2.2.1.5. Índice de resistencia geológico (GSI) | 27 |



| | |
|---|----|
| 2.2.2. Criterio de falla de Hoek y Brown | 28 |
| 2.2.3. Tensiones del macizo rocoso | 30 |
| 2.2.3.1. Importancia de la medición de tensiones | 31 |
| 2.2.3.2. Estado de las tensiones <i>in situ</i> | 31 |
| 2.2.3.3. Tensiones <i>in situ</i> | 32 |
| 2.2.3.4. Formulación de Sheorey | 36 |
| 2.2.4. Dimensionamiento de tajeos | 36 |
| 2.2.5. Estabilidad de tajeos..... | 37 |
| 2.2.5.1. Método gráfico de estabilidad de Mathews | 37 |
| 2.2.5.2. Cálculo del número de estabilidad de Mathews | 37 |
| 2.2.5.3. Radio hidráulico (Rh)..... | 41 |
| 2.2.5.4. Método gráfico de estabilidad modificado (N´)..... | 41 |
| 2.2.6. Efecto de esfuerzos inducidos en estabilidad..... | 46 |
| 2.2.6.1. Esfuerzos compresivos..... | 46 |
| 2.2.6.2. Esfuerzos de tracción | 48 |
| 2.2.7. Métodos numéricos | 50 |
| 2.2.8. Método de los elementos finitos (EFM) | 50 |
| 2.3. Definición de conceptos básicos | 51 |

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

| | |
|---|----|
| 3.1. Ubicación geográfica del estudio | 53 |
| 3.1.1. Ubicación | 53 |
| 3.1.2. Accesibilidad..... | 53 |
| 3.2. Descripción geológica..... | 54 |
| 3.2.1. Geología general | 54 |
| 3.2.2. Geomorfología | 55 |
| 3.2.3. Geología local | 57 |
| 3.2.3.1. Litología y estratigrafía..... | 57 |
| 3.2.3.2. Formación Antapite..... | 57 |
| 3.2.3.3. Formación Yaurilla | 58 |
| 3.2.3.4. Grupo Yura | 58 |
| 3.2.3.5. Depósitos coluviales | 58 |
| 3.2.3.6. Diques | 58 |
| 3.2.3.7. Batolito de la costa..... | 59 |



| | |
|--|----|
| 3.2.4. Geología estructural | 59 |
| 3.2.5. Geología económica..... | 59 |
| 3.2.6. Veta Zorro Rojo | 60 |
| 3.3. Diseño metodológico | 62 |
| 3.3.1. Tipo de investigación | 62 |
| 3.3.2. Diseño de la investigación | 63 |
| 3.4. Población y muestra del estudio..... | 65 |
| 3.4.1. Población..... | 65 |
| 3.4.2. Muestra..... | 65 |
| 3.5. Variables | 65 |
| 3.6. Operacionalización de las Variables | 66 |
| 3.7. Técnicas de recolección de datos | 67 |
| 3.7.1. Técnica..... | 67 |
| 3.7.2. Instrumentos..... | 67 |
| 3.7.3. Materiales..... | 67 |
| 3.8. Procedimiento para el cumplimiento de los objetivos | 68 |

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

| | |
|---|----|
| 4.1. Modelo geomecánico | 69 |
| 4.1.1. Caracterización geomecánica de la masa rocosa | 69 |
| 4.1.2. Distribución de discontinuidades | 69 |
| 4.1.3. Clasificación del macizo rocoso | 70 |
| 4.1.3.1. Índice RQD | 70 |
| 4.1.3.2. Clasificación RMR Bieniawski 1989..... | 71 |
| 4.1.3.3. Zonificación geomecánica | 72 |
| 4.1.4. Resistencia del macizo rocoso | 73 |
| 4.1.4.1. Resistencia de la roca intacta. | 73 |
| 4.1.4.2. Parámetros de resistencia del macizo rocoso..... | 74 |
| 4.1.5. Condiciones de agua subterránea..... | 76 |
| 4.1.6. Esfuerzos <i>in situ</i> | 76 |
| 4.2. Dimensionamiento del tajo piloto..... | 77 |
| 4.2.1. Calculo del equivalente lineal de sobre rotura/desprendimiento (ELOS)..... | 80 |
| 4.2.2. Estabilidad estructuralmente controlada | 81 |
| 4.2.3. Estabilidad controlada por sus esfuerzos | 83 |



| | |
|---|-----------|
| 4.2.4. Evaluación de secuencia de minado..... | 87 |
| 4.3. Discusiones | 90 |
| V. CONCLUSIONES..... | 93 |
| VI. RECOMENDACIONES..... | 95 |
| VII. REFERENCIAS..... | 96 |
| ANEXOS..... | 99 |

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Mecánica de rocas, geomecánica y geotecnia

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 16 DE JULIO DE 2021.



ÍNDICE DE FIGURAS

| | | |
|-----------|---|----|
| Figura 1 | Medición del campo natural de la tensión vertical. | 34 |
| Figura 2 | Medición natural del parámetro (k) relacionando a la tensión horizontal con la vertical..... | 35 |
| Figura 3 | Gráfico de estabilidad de Mathews..... | 38 |
| Figura 4 | Factor de reducción por los esfuerzos inducidos (A)..... | 39 |
| Figura 5 | Factor de orientación de las juntas (B). | 40 |
| Figura 6 | Factor de gravedad sobre la superficie de excavación (C). | 41 |
| Figura 7 | Gráfico de estabilidad de Mathews modificado basado en 176 casos históricos. | 42 |
| Figura 8 | Parámetros de Potvin para la estimación de N..... | 43 |
| Figura 9 | Gráfico de estabilidad propuesto por Nickson en 1992. | 44 |
| Figura 10 | Gráfico de estabilidad propuesto por Stewart y Forsyth en 1995. | 45 |
| Figura 11 | Gráfico de Estabilidad Extendido de Mathews por Mawdesley y Trueman en 2001. | 46 |
| Figura 12 | Gráfico de estabilidad modificado, casos con altos esfuerzos inducidos, modificado de Potvin en 1988. | 48 |
| Figura 13 | Gráfico de estabilidad modificado, casos en relajación, modificado de Potvin en 1988. | 49 |
| Figura 14 | Plano geológico estructural de la mina Antapite. | 62 |
| Figura 15 | Geometría del dimensionamiento de tajeos de recuperación de relleno y sección longitudinal de la zona piloto..... | 79 |



| | | |
|-----------|--|----|
| Figura 16 | Estimación empírica de desprendimiento de la caja techo del Tajo Piloto ELOS (Clark, 1998). | 81 |
| Figura 17 | Strength Factor (FS) de las condiciones actuales de la Veta Zorro Rojo en perfil transversal..... | 84 |
| Figura 18 | Strength Factor (FS) para la recuperación de pilar puente y una parte del relleno mineralizado..... | 85 |
| Figura 19 | Strength Factor (FS) para la recuperación del relleno mineralizado en sus dos fases. | 86 |
| Figura 20 | Strength Factor (FS) cuando se le aplica sostenimiento al tajo mediante relleno detrítico. | 87 |
| Figura 21 | Diseño de los accesos a la veta Zorro Rojo en el Nivel 3240..... | 89 |
| Figura 22 | Propuesta de la secuencia de minado entre los niveles 3240 y 3285, subnivel intermedio y ventanas de explotación. | 89 |



ÍNDICE DE TABLAS

| | | |
|----------|---|----|
| Tabla 1 | Clasificación geomecánica de Bieniawski..... | 23 |
| Tabla 2 | Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al RMR..... | 24 |
| Tabla 3 | Valores de ESR para el tipo y descripción de una excavación. | 26 |
| Tabla 4 | Correlaciones de RMR y Q..... | 27 |
| Tabla 5 | Valores de GSI según tipo de macizo rocoso. | 28 |
| Tabla 6 | Software geomecánico – Métodos numéricos. | 51 |
| Tabla 7 | Vías de acceso al área del proyecto. | 54 |
| Tabla 8 | Cuadro de operacionalización de las variables. | 66 |
| Tabla 9 | Principales sistemas de discontinuidades Veta Zorro Rojo. | 70 |
| Tabla 10 | Valoración de RQD a lo largo de la estructura. | 71 |
| Tabla 11 | Calidad del macizo rocoso Veta Zorro Rojo..... | 71 |
| Tabla 12 | Clasificación y calidad del macizo rocoso RMR..... | 72 |
| Tabla 13 | Resultados de los ensayos de carga puntual. | 74 |
| Tabla 14 | Parámetros de resistencia del macizo rocoso Hoek y Brown. | 75 |
| Tabla 15 | Parámetros de resistencia de la masa rocosa Morh Coulomb..... | 76 |
| Tabla 16 | Evaluación de las dimensiones del tajo piloto en la caja techo | 78 |



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

| | |
|-------------|--|
| CT: | Caja techo |
| CP: | Caja piso |
| DE: | Dominio estructural |
| FS: | Strength Factor |
| MGE: | Método gráfico de estabilidad |
| MPa: | Mega Pascal |
| Rh: | Factor de forma o Radio hidráulico |
| RMR: | Rock Mass Rating |
| RQD: | Índice de designación de la calidad de rocas (RQD) |
| GSI: | Índice de resistencia geológica |
| Qda: | Quebrada. |
| Q: | Sistema de clasificación de Barton |



RESUMEN

La presente investigación se desarrolló en la Unidad Minera Antapite entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro, con el fin realizar el dimensionamiento geomecánico en base a la caracterización del macizo rocoso del Tajo Piloto asegurando su estabilidad y el de sus excavaciones asociadas, compatibilizando los criterios de seguridad y eficiencia operacionales. Con la información disponible, en la primera etapa, se ha caracterizado el macizo rocoso de la citada veta desde el punto litológico estructural. Así mismo se le ha clasificado y zonificado desde el punto de vista geomecánico teniendo como prioridad el análisis de la caja techo que pertenece a un dominio estructural III – B con un RMR que varía entre <41 - 50>. También se ha estimado las propiedades de resistencia del macizo rocoso y se han evaluado las características de presencia de agua subterránea y los esfuerzos *in situ* que fue calculado mediante el principio de carga litostática obteniendo un esfuerzo vertical igual a 3,90 MPa y considerando una altura litostática de 160 m desde la superficie hasta el punto de estudio, el valor del esfuerzo horizontal fue considerado igual al esfuerzo vertical. En una segunda etapa, se ha evaluado las dimensiones del Tajo Piloto, teniendo en cuenta el Método Gráfico de Estabilidad de Mathews, en el cual se consideró una altura de 39 m, ancho del tajo 3 m y longitudes de tajeo de 15 m, 25 m; 35 m y 45 m, esta metodología fue sustentada con un modelamiento numérico mediante el Método de Elementos Finitos realizado mediante el *Software Phase2* versión 8. Para este análisis numérico se hizo la evaluación del tajeo en dos fases en las cuales se obtiene el *Strength Factor* (FS) que tiene un valor promedio de 1,06 para la primera fase y un valor de 0.96 en la segunda fase. Finalmente se calculó el *Strength Factor* (FS) ya aplicando el relleno detrítico, obteniendo un valor promedio de 1,15, bajo esta valor el tajeo se ha considerado físicamente estable.

Palabras clave: Dimensionamiento de tajeo, macizo rocoso, condición de estabilidad.



ABSTRACT

The present investigation was developed in the Unidad Minera Antapite between levels 3240 and 3285 of the Zorro Vein. The objective of this research work is to carry out the geomechanical sizing based on the characterization of the rock mass of the pilot stope, ensuring its stability and its associated excavations, making the criterion compatible safety and operational efficiency. With the available information, in a first stage, the rock mass of the aforementioned vein has been characterized from the structural lithological point of view, it has also been classified and zoned from the geomechanical point of view, having as priority the analysis of the roof box that it belongs to a structural domain III-B with an RMR that varies between $\langle 41-50 \rangle$. The resistance properties of the rock have also been estimated and the characteristics of the presence of groundwater and the in-situ stresses have been evaluated, which is calculated by the lithostatic load principle, obtaining a vertical stress equal to 3.90 MPa and considering a lithostatic height of 160 m from the surface to the study point, the value of the horizontal stress will be equal to the vertical stress. In a second stage, the dimensions of the Pilot Stope have been evaluated, taking into account the Mathews Graphical Stability Method, which considers a height of 39 m, stope width 3 m and stope lengths of 15 m, 25 m; 35 m and 45 m, this methodology is supported with a numerical modeling by means of the Finite Element Method carried out using the PHASE2 Software version 8. For this numerical analysis, the evaluation of the stope is made in two phases in which the Strength Factor (FS) which has an average value of 1,06 for the first phase and a value of 0.96 in the second stage. Finally, the Strength Factor (FS) is calculated by applying the debris filling, obtaining an average value of 1,15, under this value the plowing is considered stable.

Keywords: Stope sizing, rock mass, stability condition.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Planteamiento del problema

La Veta Zorro Rojo en la antigüedad fue explotada mediante el método corte relleno ascendente con sostenimiento de cuadros de madera y relleno en la cual se extrajo solo el mineral de alta ley, quedando mineral aurífero hacia el contacto; tanto de la caja techo como de la caja piso, como también en el relleno del tajeo utilizado procedente del descaje para tal fin. El relleno en los inicios de la explotación de la mina era considerado como ganga, en la actualidad debido al alto precio del oro son rentables ya que tienen una ley que varían entre 3,56 g/t y 5,28 g/t.

Actualmente se pretende recuperar el relleno utilizado entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo, para ello se recuperará el pilar puente que tiene una potencia de veta promedio de 3 metros y esperar que el relleno económico caiga por gravedad. Para dicho fin se realizará el dimensionamiento del tajeo, pero esto está asociado a un gran problema de inestabilidad, debido a que el macizo rocoso circundante se encuentra en un estado de relajación muy alto por efectos de voladura antigua y antiguos tajeos ya ejecutados.

Al recuperar el relleno se va a generar un espacio vacío, esto acompañado con la inestabilidad de las cajas que posteriormente generará el descaje que se mesclará con el relleno económico recuperado y esto diluirá el relleno económico. Por esta razón se planteará las dimensiones más adecuadas del tajo piloto para mitigar el problema de inestabilidad de las cajas y dilución del relleno económico a recuperar.



1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cuál es el dimensionamiento geomecánico en base a la caracterización del macizo rocoso de la veta angosta del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite?.

1.2.2. Problemas específicos

a) ¿Cuál es la calidad del macizo rocoso del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la veta angosta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite?.

b) ¿Cuál es el dimensionamiento geomecánico del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite?.

1.3. Hipótesis de la investigación

1.3.1. Hipótesis general

El dimensionamiento geomecánico en base a la caracterización del macizo rocoso mejorará las condiciones de estabilidad física del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la veta angosta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite.

1.3.2. Hipótesis específicos

a) La calidad del macizo rocoso del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la veta Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite se encuentra en el rango de $<41 - 50>$ según la clasificación geomecánica de Bieniawski 1989.

b) La determinación de las dimensiones del Tajeo Piloto entre los niveles 3242 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite, permitirá tener un tajeo físicamente estable.



1.4. Justificación

A título personal, el desarrollo de la presente investigación es para la obtención del grado de ingeniero de minas y así desarrollarme profesionalmente en el ámbito del sector minero.

Por otro lado, la recuperación de pilares puente y relleno económico en minas antiguas, en la actualidad es económicamente rentable, ello implica que para realizar este proceso se debe tener especial consideración en el diseño de sus labores que permitan recuperar el relleno económico. La investigación servirá como modelo para realizar trabajos similares en otras minas antiguas.

Así mismo se realiza el presente trabajo de investigación en el área de geomecánica para el dimensionamiento en vetas angostas del Tajo Piloto en la Unidad Minera Antapite, veta Zorro Rojo, para la recuperación del pilar puente y relleno económico entre los niveles 3240 y 3285. Para dicho fin se determinó los parámetros de resistencia del macizo rocoso y su respuesta de éste ante la presencia de los esfuerzos gravitacionales e inducidos, garantizando de esta manera la estabilidad física del tajeo en mención.

Para confirmar si las dimensiones del tajeo en mención son los más adecuados para las condiciones naturales del yacimiento de la Unidad Minera Antapite, o si existen otras alternativas de soporte que garanticen la estabilidad del tajeo, se realizó una evaluación del método de minado. Para ello se ha considerado la información referente con las condiciones naturales del yacimiento: características geológicas, morfológicas (forma, potencia, rumbo y buzamiento, y profundidad debajo de la superficie), geomecánicas (calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral, resistencia de la roca y esfuerzos), y las características de presencia del agua subterránea.



Estas evaluaciones nos permitirán la fiabilidad de productividad y la estabilidad óptima del tajo piloto de la Unidad Minera Antapite, veta Zorro Rojo, brindando las condiciones de seguridad más confiables para el personal y equipos de la mina.

1.5.Objetivos

1.5.1. Objetivo general

Realizar el dimensionamiento geomecánico en base a la caracterización del macizo rocoso de la veta angosta del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite.

1.5.2. Objetivos específicos

- a) Determinar la calidad del macizo rocoso del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la veta angosta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite.
- b) Realizar el dimensionamiento geomecánico del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes

Suchowerska, Merifield, Carter & Clausen (2012) en su artículo titulado “*Prediction of underground cavity roof collapse using the Hoek–Brown failure criterion*”. En este estudio, se ha presentado gráficos de estabilidad para excavaciones rectangulares utilizando el criterio de falla de Hoek-Brown. Tres métodos diferentes de análisis arrojaron resultados que generalmente coinciden bien entre sí. El análisis de límite, con una función de malla adaptativa, colocó la carga de colapso dentro del 10%. Este estudio también ha verificado la implementación del criterio de falla de Hoek-Brown en el análisis de límites y el método de desplazamiento de elementos finitos. Los resultados del análisis de límites demostraron ser un medio útil para evaluar el rango de esfuerzos más apropiado para ajustar el criterio de falla de Hoek-Brown. Los cuadros de estabilidad propuestos deberían permitir a los diseñadores de excavaciones subterráneas predecir rápidamente los anchos seguros de las excavaciones subterráneas. También muestran si la superficie de falla será localizada o si se extenderá por toda el tajeo de producción. Uno de los criterios de aceptabilidad de estabilidad de excavaciones es el Factor de Seguridad que vendría a ser en si un equivalente al *Strength Factor (FS)*. Un $FS < 1$, indica que el tajeo es inestable y hay una probabilidad alta que el tajeo fallara y un $FS > 1$ indica que el tajeo es estable.

Hoek & Brown (2018) en su artículo su titulado “*The Hoek - Brown failure criterion and GSI*” el criterio de falla no lineal de Hoek y Brown es ampliamente aceptada por la comunidad geomecánica internacional. El Índice de Resistencia Geológica (GSI),



es uno de los parámetros fundamentales para el cálculo de los parámetros de resistencia del macizo rocoso. Esto evidencia la correcta toma de datos en campo del macizo rocoso.

Heidarzadeh, Saeidi & Rouleau (2019), en su artículo titulado *“Evaluation of the effect of geometrical parameters on slope probability of failure in the open stoping method using numerical modeling”*, la falla por esfuerzos inducidos es una de las causas más comunes en la inestabilidad de excavaciones subterráneas. La inestabilidad de los tajeos son producidos principalmente por la caja techo o pared colgante, definir la geometría del tajeo de acuerdo a las condiciones geomecánicas y los esfuerzos a las cuales se encuentra sometido mediante métodos numéricos permite comprender mejor el comportamiento de los tajeos.

Nhleko, Tholana, & Neingo (2018), en su artículo titulado *“A review of underground stope boundary optimization algorithms”* menciona que ha habido un aumento en el número de modelos matemáticos desarrollados para optimizar el diseño de tajeos. La mayoría de estos modelos son empíricos, consideran la dimensión del tajeo como una de las restricciones y optimizan los diseños en el espacio tridimensional. Sin embargo, todos estos modelos se basan en modelos deterministas de yacimientos, por lo que no consideran la incertidumbre intrínseca en los depósitos de mineral. Además, ninguno de estos modelos garantiza una solución óptima de diseño de tajeos en tres dimensiones. En consecuencia, es necesario realizar más investigaciones en el campo de la optimización de los límites de tajeos.

Nikbin, Ataee-pour, Shahriar, Pourrahimian & MirHassani (2019), en su artículo titulado *“Stope boundary optimization: A mathematical model and efficient heuristics”*. Debido a la gran cantidad de inversión en proyectos mineros, incluso una desviación menor del plan de extracción exacto puede resultar en el desperdicio de millones de



capital minero. Determinar las dimensiones óptimas de los tajeos es un paso significativo en el diseño y planificación de minas subterráneas. A pesar del papel crítico de determinar las dimensiones óptimas del tajo, todavía no existe un método integral para resolver el problema. Los algoritmos que se han desarrollado hasta la fecha son principalmente empíricos o están limitados a métodos de minería específicos.

Pantaleón y Carbajal (2017) en su tesis “*Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos de una mina subterránea*”. La presente tesis desarrolla la evaluación geomecánica de una mina subterránea, la cual incluye el dimensionamiento de los tajeos, secuencia de minado, optimización del relleno y recuperación del pilar puente. La evaluación realizada tiene la finalidad de asegurar la estabilidad y controlar la dilución, brindar la alternativa óptima de minado que asegure la máxima recuperación de los tajeos y pilares. Para llevar a cabo dicha evaluación, ha sido necesario ejecutar una serie de investigaciones geomecánicas correspondiente al reconocimiento geológico y estructural, mapeo geomecánico, logeo geomecánico y ensayos de laboratorio, que permitieron caracterizar el macizo rocoso y establecer un modelo geomecánico; asimismo, se evaluaron y determinaron las condiciones de esfuerzos in-situ. Como parte de la evaluación se realizaron una serie de retroanálisis de los tajeos explotados y del tipo de relleno empleado para identificar las variables y parámetros geomecánicos que permitan determinar la sobre-excavación de tajeos respecto a lo planeado, tanto en las paredes laterales (ELOS), como en el techo de los tajeos (altura de falla), identificando los parámetros más críticos que puedan generar inestabilidad.

Reyes (2009) en su tesis “*Aplicación del método gráfico de estabilidad (MGE) para el dimensionamiento de tajeos*”. Mediante el desarrollo del procedimiento de aplicación del Método Gráfico de Estabilidad (MGE), se ha tratado de explicar en detalle,



para que pueda servir como guía a los profesionales involucrados en el diseño de tajeos. Definir las condiciones morfológicas del yacimiento, así como conocer las características geomecánicas de las estructuras mayores y menores, nos permitirá tener una buena estimación sobre la calidad del macizo rocoso. Este método tiene restricciones de aplicación para terrenos con condiciones de altos esfuerzos, así como también en el caso de terrenos con presencia de moderada a abundante agua subterránea. Identificar los sistemas de discontinuidades dominantes en el área involucrada, es de mucha importancia, ya que ellos participan directamente en la estimación de las dimensiones de los tajeos. Cuando no se tiene claramente reconocido los sistemas de discontinuidades principales, los resultados que se obtengan con el uso del método podrían llevar a sobreestimaciones o subestimaciones de las dimensiones.

Barrantes y Sáenz (2018) en su tesis “*Diiseño geomecánico de la labor subterránea Pozos Ricos aplicando el Método Gráfico de Estabilidad de Mathews*”, definir el comportamiento del macizo rocoso en la caja techo permite determinar las dimensiones y evaluar la estabilidad de los tajeos, esto puede ser desarrollado mediante trabajos de campo complementados con trabajos de laboratorio y trabajos de gabinete.

2.2.Base teórico

2.2.1. Caracterización del macizo rocoso

2.2.1.1. Índice de designación de la calidad de la roca (RQD)

La Designación de la calidad de Roca (*Rock Quality Designation*) fue desarrollado por (Deere *et al.* 1964), para estimar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso, basándose en la recuperación de un testigo. Depende indirectamente del número de fracturas y del grado de alteración del macizo.



Si no se disponen de sondeos, una alternativa para el cálculo del RQD es a partir de las ecuaciones:

$$RQD = 115 - 3,3 JV \rightarrow JV > 4,5$$

$$RQD = 100 \rightarrow JV \leq 4,5$$

Donde JV es el número de juntas identificadas en el macizo rocoso por m³.

Medimos todas las juntas que interceptan nuestra línea “grosso modo”, siendo este el parámetro “λ”. Para la determinación del RQD del macizo. Aplicaremos la formulación de Priest y Hudson, (1976) (que requiere de λ. (juntas por metro lineal).

$$RQD = 100e^{-0,1\lambda}(0,1\lambda + 1)$$

Donde λ es el número de juntas por metro lineal.

2.2.1.2. Sistema de clasificación RMR de Bieniawski

Bieniawski, en 1976, publicó su clasificación de masas rocosas llamada Clasificación Geomecánica o *Rock Mass Rating*. Con el pasar de los años, este sistema ha sido refinado sucesivamente cambiando los índices asignados a cada uno de los parámetros de clasificación.

Bieniawski utilizó 6 parámetros para clasificar las masas rocosas haciendo uso del sistema *Rock Mass Rating*:

- a. Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.
- b. *Rock Quality Designation* (RQD)
- c. Espaciamiento de discontinuidades.
- d. Condición de discontinuidades.
- e. Condición de agua subterránea.

f. Orientación de discontinuidades.

Para aplicar este sistema, el macizo rocoso debe dividirse en áreas llamadas dominios estructurales; cada uno de éstos debe clasificarse separadamente. La periferia de los dominios estructurales generalmente coincide con una estructura mayor o cambio del tipo de roca. En algunos casos, cambios significantes en el espaciamiento o características de las discontinuidades, dentro de un mismo tipo de roca, pueden hacer necesario dividir la masa rocosa en varios dominios estructurales pequeños. El sistema *Rock Mass Rating* se presenta en la Tabla 1, los cuales proporcionan los índices para cada uno de los seis parámetros listados arriba. Estos índices se suman y dan un valor RMR.

Tabla 1

Clasificación geomecánica de Bieniawski.

| Clase | Calidad | RMR | Cohesión (kPa) | Angulo de fricción (°) |
|-------|-----------|----------|----------------|------------------------|
| I | Muy buena | 81 - 100 | > 400 | > 45 |
| II | Buena | 61 - 80 | 300 - 400 | 35 - 45 |
| III | Regular | 41 - 60 | 200 - 300 | 25 - 35 |
| IV | Mala | 21 - 40 | 100 - 200 | 15 - 25 |
| V | Muy mala | 0 - 20 | < 100 | < 15 |

Fuente: Bieniawski, 1989

La valoración del macizo rocoso, introducido por Bieniawski en 1989, es posiblemente la clasificación geomecánica más usada, En la Tabla 2, se muestra el tipo de sostenimiento para cada rango de RMR.

Tabla 2

Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al RMR.

| Clase de macizo rocoso | Excavación | Pernos (20mm de diámetro, inyectados) | Soporte con concreto armado | Cerchas |
|---|---|---|---|---|
| I. Roca muy buena, RMR: 81 - 100 | A sección completa 3 m de avance. | Generalmente no requiere | Ninguno | Ninguno |
| II. Roca buena, RMR: 61 - 80 | A sección completa 1-1,5 m de avance. Soporte completo a 20m del frente. | perno en la corona de 3 m de longitud espaciados a 2,5 m, malla ocasional | 50 mm en la corona donde se requiera | Ninguno |
| III. Roca regular, RMR: 41 - 60 | Frente superior y destroza, 1,5 - 3 m de avance en media sección. Inicio del soporte después de cada voladura. Soporte completo a 10 m del frente. | Pernos sistemáticos, 4 m de longitud, espaciados 1,5 - 2 m en la corona y hastiales con malla en la corona | 50 - 100 mm en la corona y 30 mm por los lados | Ninguno |
| III. Roca regular, RMR: 41 - 60 | Frente superior y destroza, 1 - 1,5 m de avance en la media sección superior, instalación de soporte conjuntamente con la excavación 10 m del frente. | Pernos sistemáticos, 4- 5 m de longitud, espaciados 1 - 1,5 m en la corona y hastiales con malla | 100 - 150 mm en la corona y 30 mm por los lados | Cerchas ligeras a medias espaciadas 1,5 m a donde se requiera |
| V. Roca muy pobre, RMR: <20 | Múltiples galerías 0,5-1,5 m de avance en la sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación. Concreto proyectando tan pronto como sea posible después de las voladuras. | Pernos sistemáticos, 5 - 6 m de longitud, espaciados 1 - 1,5 m en la corona y hastiales con malla. Pernos invertidos. | 150 - 200 mm en la corona, 150 mm en los lados y 50 mm en el frente | Cerchas medianas a resistentes, espaciadas a 0,75 m con planchas de acero y tablestacas si se requiere. |

Fuente: Bieniawski, 1989



Bieniawski (1989) publicó una serie de reglas para la selección del sostenimiento en túneles ejecutados en masas rocosas que han sido valorados con el sistema RMR.

Estas reglas se han publicado para túneles de 10 m de ancho, construidos utilizando métodos convencionales de perforación y voladura, asumiendo esfuerzos verticales menores a 25 MPa (equivalente a una profundidad menor de 900 m).

2.2.1.3. Sistema de clasificación de Q

Pérez (2015). El sistema de clasificación Q, fue desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974 del Instituto Geotécnico Noruego. El sistema de clasificación Q puede tomar valores entre 0.001 (para macizos rocosos muy malos) a 1000 (para macizos rocosos muy buenos), esta se define por seis parámetros independientes, cada uno tiene asociado un puntaje los cuales pueden ser estimados realizando mapeos sobre superficies expuestas del macizo. El índice Q puede ser calculado utilizando la siguiente ecuación:

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

Donde:

- RQD: *Rock Quality designation*, mide las fracturas naturales del macizo rocoso mayores a 10 cm en un metro de perforación diamantina.
- J_n: Número de familias o sistemas de discontinuidades presentes en el macizo rocoso.
- J_r: Número de rugosidad, caracteriza la forma y la irregularidad de la superficie de las discontinuidades.
- J_a: Número de alteración, toma en cuenta la presencia de relleno, el tipo de relleno y la condición de la superficie de las discontinuidades.
- J_w: Número de agua en discontinuidades, considera la ocurrencia o presencia de agua en las discontinuidades del macizo rocoso. .



- SRF: Factor de reducción por esfuerzos, considera la presencia de la aplicación del campo de esfuerzos sobre el macizo rocoso. .

La relación (RQD/Jn) representa el grado de fracturamiento y el tamaño de los bloques que forman el macizo rocoso. La relación (Jr/Ja) tiene en consideración la resistencia al corte de las discontinuidades y la relación (Jw/SRF) representa el efecto de los esfuerzos y la presencia de agua en el macizo rocoso.

Se aclara que el índice Q, no toma en cuenta la orientación de las discontinuidades. En relación al valor del índice Q para efectos de la estabilidad y soporte de las excavaciones subterráneas, (Barton *et al* 1974) incluye un parámetro adicional a la que llamaron la dimensión equivalente (De), de las excavaciones.

$$De = \frac{\text{Abertura Excavacion (diametro o altura en m)}}{\text{Ratio de soporte de excavación ESR}}$$

El valor de ESR se relaciona con el uso previsto de la excavación y para el grado de seguridad que se exige del sistema de soporte instalado para mantener la estabilidad de la excavación sugiere lo siguiente en la Tabla 3 (Barton *et al*, 1974).

Tabla 3

Valores de ESR para el tipo y descripción de una excavación.

| | TIPO DE EXCAVACIÓN | ESR |
|---|------------------------------------|------------|
| A | Excavaciones mineras provisionales | 3 a 5 |
| B | Excavaciones mineras permanentes | 1,6 |
| C | Cámaras de almacenamiento y otros | 1,3 |
| G | Casos de maquina | 1 |
| E | Estaciones subterráneas | 0,8 |

Fuente: NGI, 2013.

2.2.1.4. Correlaciones entre los índices RMR y Q

La relación que existe entre los índices de calidad RMR y Q depende en su totalidad del estado en el que se encuentra en macizo rocoso *in situ*. Se han propuesto distintas correlaciones empíricas para RMR y Q como las presentadas en la Tabla 4, estas correlaciones tienen aplicación local. Se recomienda calcular los índices de RMR y Q de manera individual.

Tabla 4

Correlaciones de RMR y Q.

| AUTOR | CORRELACIÓN RMR - Q |
|------------------------------|------------------------------|
| Bieniawski, 1976, 1989 | $RMR = 9 \ln(Q) + 44$ |
| Rutledge y Preston, 1978 | $RMR = 5,9 \ln(Q) + 43$ |
| Moreno E. 1981 | $RMR = 12,5 \ln(Q) + 55,2$ |
| Abad et al 1983 | $RMR = 10,53 \ln(Q) + 41,83$ |
| Cameron Clark, Budavari 1981 | $RMR = 5,4 \ln(Q) + 60,8$ |

Fuente: Gonzales de Vallejo, 2002.

2.2.1.5. Índice de resistencia geológico (GSI)

El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo. La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos (Goodman, 1989):

Tabla 5

Valores de GSI según tipo de macizo rocoso.

| CALIDAD | TIPO DE ROCA | GSI |
|-----------|--------------|----------|
| Muy mala | Clase V | 0 - 20 |
| Mala | Clase IV | 20 - 40 |
| Regular | Clase III | 40 - 60 |
| Buena | Clase II | 60 - 80 |
| Muy buena | Clase I | 80 - 100 |

Fuente: Gonzales de Vallejo, 2002.

2.2.2. Criterio de falla de Hoek y Brown

Hoek y Brown en el desarrollo del criterio empírico de falla intentaron satisfacer las siguientes condiciones:

- El criterio de falla debería de dar un buen grado de concordancia con los valores de resistencia de la roca determinada a partir de los ensayos triacales de laboratorio sobre muestras de testigos de roca intacta. Estas rocas típicamente tienen 50 mm de diámetro y deben estar orientados perpendicularmente a cualquier superficie de discontinuidad en la masa rocosa.
- El criterio de falla debería ser expresada por ecuaciones matemáticas simples, basadas en la máxima extensión posible, en parámetros dimensionales.
- El criterio de falla debería ofrecer la posibilidad de extenderse para tratar con la falla de masas rocosas diaclasadas.

El criterio de falla de Hoek y Brown para rocas intactas puede ser estimada mediante a siguiente ecuación:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_c \left(m_i \cdot \frac{\sigma_3'}{\sigma_c} + 1 \right)^{1/2}$$

Donde:

- σ_1' = Esfuerzo efectivo principal mayor.
- σ_3' = Esfuerzo efectivo principal menor.
- σ_c = Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.
- m_i = Constante del material de la roca intacta.

La resistencia a la compresión simple debe ser estimada por lo general en testigos de roca intacta de 50 mm de diámetro y 100 mm de longitud. Si los testigos de roca intacta ensayados no cumplieren con las especificaciones mencionadas, pueden ser estimados mediante la siguiente ecuación (Hoek y Brown, 1980):

$$\sigma_c = \frac{\sigma_{cd}}{(50/d)^{0.18}}$$

Donde (σ_{cd}) es la resistencia a la compresión simple sobre muestras de 50 mm de diámetro.

La ecuación general de Hoek y Brown que incorpora la forma original y modificada del criterio de falla se muestra a continuación.

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_c \left(m_b \cdot \frac{\sigma_3'}{\sigma_c} + s \right)^a$$

Donde:

- m_b = Valor de la constante m para el macizo rocoso.
- s y a = Constantes que dependen de la masa rocosa.

El valor de la constante $a = 0,5$, si el macizo rocoso es de una razonable a buena calidad. Si el macizo rocoso es de mala calidad, entonces la constante $s = 0$.



A fin de superar limitaciones con el uso del RMR de Bieniawski, se incorporó el Índice de Resistencia Geológica (GSI) cuya variación es de 10 a 100 según la calidad de la roca.

Existen relaciones en las constantes de la masa rocosa en la aplicación del criterio de falla, las cuales se muestran en las siguientes ecuaciones:

$$\frac{m_b}{m_i} = \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)$$

$$a = 0.65 - \frac{GSI}{200}$$

La estimación del GSI puede ser calculado mediante RMR89 de Bieniawski, para este caso se considera un valor de 15 a la valoración del agua subterránea y se considera 0 el ajuste por orientación de juntas. Para este caso se considera como un valor de RMR89 igual a 23.

Para un RMR89 mayor a 23 el valor de GSI se calculara de mediante la siguiente expresión:

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

Para RMR89 menor a 23 no se puede usar la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 para estimar el valor de GSI, en cambio se debería usar el valor de Q' de Barton, Lien y Lounde.

2.2.3. Tensiones del macizo rocoso

Berrocal (2015). Para determinar los parámetros de estabilidad de las excavaciones subterráneas, debemos examinar el comportamiento, y la influencia de



tensiones principales *in situ* sobre la abertura y el contorno de la excavación subterránea, procurando una tipificación numérica que lo respalde, gran parte de la estabilidad de una excavación, se fundamenta en analizar el equilibrio, entre la magnitud y dirección de las tensiones, con el tipo de roca, localmente estas tensiones, se verán manifestadas con mayor incidencia en el contorno y/o alrededor de la excavación, las tensiones tendrán su propia delineación, denominada línea de corte, línea que nos indica el límite o frontera, entre la roca fija al macizo rocoso y la roca suelta por causa de la excavación realizada, por cada condición de roca y la carga aplicada, influyendo en la conformación, de una sección o forma de la excavación subterránea, que desvíen o deflecten las tensiones *in situ* presentes, para adquirir el autoaporte inicial.

2.2.3.1. Importancia de la medición de tensiones

Por el carácter influyente de las tensiones del macizo rocoso en función a la estabilidad de las excavaciones subterráneas, se hace muy necesaria, medir el estado tensional *in situ* de las tensiones en cualquier punto de la excavación subterránea, con la finalidad de conocer, si, el entorno de la excavación, es capaz de autoaportarse, y en caso de ser inestable, diseñar el sistema de sostenimiento adecuado, a razón de que, durante la ejecución de la excavación, el estado tensional inicial del lugar de la excavación, cambia de mayor a menor medida, o de menor a mayor magnitud, debido a que el estado de las tensiones de hoy, serán muy diferentes en el mañana, originados principalmente, por el continuo incremento de excavaciones necesarias para la explotación de minerales, pudiendo dar lugar a problemas de inestabilidad (Berrocal, 2015).

2.2.3.2. Estado de las tensiones *in situ*

Berrocal (2015) el estado de las tensiones, en un determinado lugar sin alterar, se encuentra en equilibrio, al realizar la excavación, las tensiones naturales *in situ*, son



alteradas e ingresan a una fase de reacomodo, en todo el contorno de la excavación. Estas tensiones se pueden representar en tres planos orientados en un punto.

Desde el punto de vista tridimensional, es posible realizar los cálculos y gráficos, de las tres tensiones presentes en cualquier excavación subterránea del macizo rocoso, pero en la práctica, es casi imposible configurarse dentro del área de influencia de los tres ejes, por este sencillo razonamiento, todo los cálculos de medición de las tensiones, se realizan en la influencia y el plano de los ejes visibles, es decir, en un campo bidimensional de tensiones, representado de la siguiente manera por un lado; la tensión en el eje Z (σ_1), que nos indica la tensión vertical en el techo, y por otro lado; la tensión en el eje X (σ_3) que nos indica la tensión horizontal, que se encuentran direccionados hacia los hastiales y/o cajas de la excavación subterránea (Berrocal, 2015).

Respecto a las tensiones en el eje Y, estas coincidirán con los puntos del eje de la excavación, el mismo que puede ser ubicado a nivel horizontal, en dirección perpendicular a las tensiones σ_1 (tensión vertical).

2.2.3.3. Tensiones *in situ*

Existen diversas técnicas para medir las tensiones *in situ*, tales como el método de fractura hidráulica, la medición directa de los esfuerzos con gatas hidráulicas y la medición de esfuerzos por taladros (*over coring*), con muchas limitaciones, como por ejemplo, su elevado precio, la elección del lugar en donde no exista concentración de tránsito de personal y los equipos, proximidad de labores operativas a determinadas distancias, etc (Berrocal, 2015).

De la bibliografía existente, casi la mayoría de los investigadores, en el campo de la medición de las tensiones *in situ*, coinciden en presentar formulas basadas en la carga sobreyacente; con relación a una cierta profundidad, sobre un punto de la excavación



subterránea, considerando al piso sobreyacente como una estructura uniforme, tal como un bloque de roca homogénea.

a) Cálculo de la tensión vertical

Berrocal, (2015). Según lo enunciado anteriormente, el cálculo de la tensión vertical, es calculado basado en la carga de cobertura, hacia la abertura dentro del macizo rocoso, relacionando a la densidad y la altura de recubrimiento, tal como se indica en la ecuación:

$$\sigma_v = \gamma \cdot Z$$

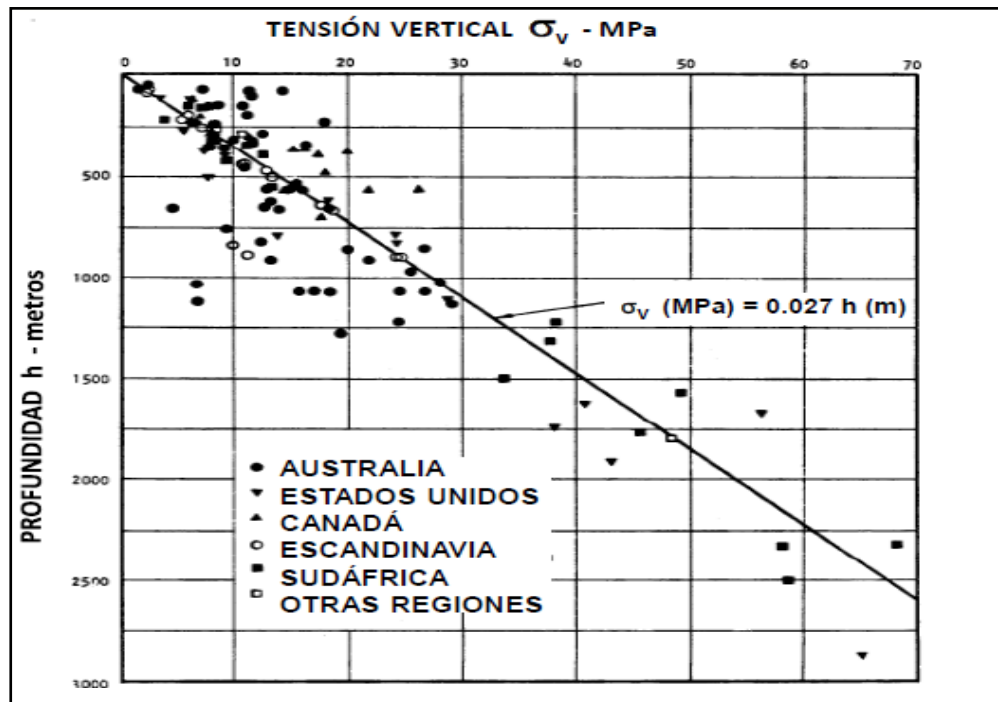
Donde:

- σ_v = Tensión, esfuerzo o presión vertical.
- γ = Densidad de la roca o material subyacente.
- Z = Profundidad desde la superficie, al punto de medición.

Algunos autores han recopilado datos *in situ*, de tensiones naturales en todo el mundo (Figura 1). Las tensiones verticales medidas coinciden (más o menos 20%) con la tensión debida al peso de los materiales subyacentes a la excavación que se pretende realizar.

Figura 1

Medición del campo natural de la tensión vertical.



Fuente: Hoek y Brown, 1980.

b) Cálculo de la tensión horizontal

Sabemos que entre la tensión vertical y la tensión horizontal, existe una relación de forma, con la variación de que se incluye el parámetro “k”, los cuales son definidos en la siguiente expresión:

$$\sigma_h = k \cdot \sigma_v$$

Donde:

- σ_h = Tensión horizontal.
- k = Parámetro relacionado a la tensión horizontal con la vertical.
- σ_v = tensión vertical.

Los esfuerzos se pueden dividir en esfuerzos *in situ* e inducidos. Los primeros se relacionan a las condiciones preexistentes en el macizo rocoso, mientras que los esfuerzos inducidos son aquellos que se originan producto de las excavaciones. Los esfuerzos *In*

situ dependen del esfuerzo gravitacional y tectónico. La relación que existe entre la tensión vertical (σ_v) y la tensión horizontal (σ_h) se presenta en la siguiente ecuación.

$$k = \frac{\sigma_h}{\sigma_v}$$

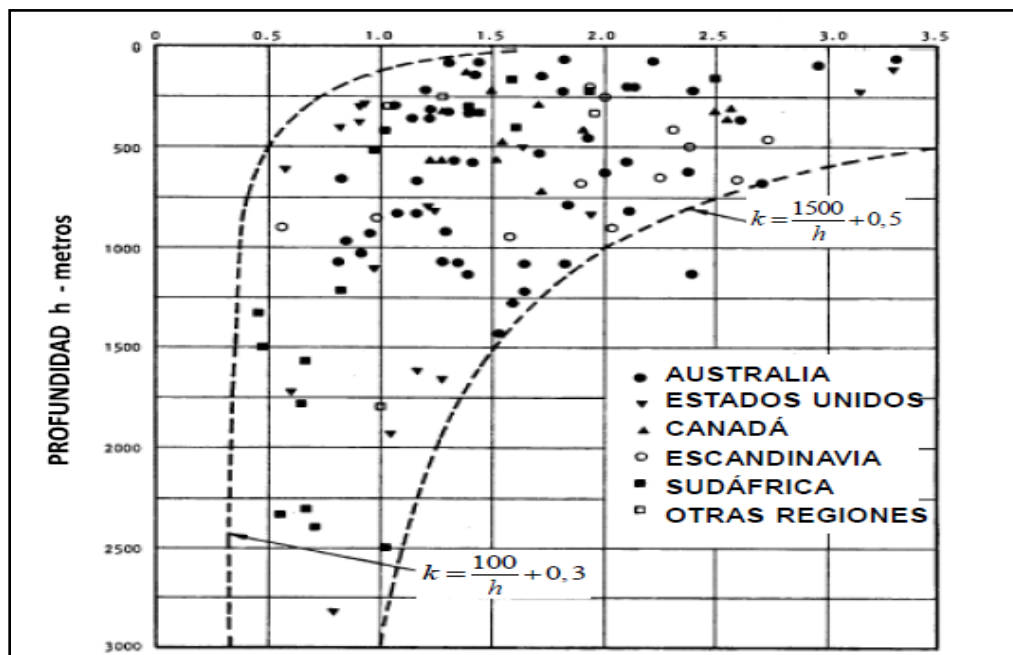
La relación de tensiones tiende a ser baja ($0,5 < k < 1,5$) a grandes profundidades pero aumenta a profundidades menores ($k > 1,5$) Hoek y Brown en 1980 elabora una manera gráfica de poder calcular el valor de “k”, basadas en casos históricos de minas (Ver Figura 2).

La relación de tensiones tiende a ser baja ($0,5 < k < 1,5$) a grandes profundidades pero aumenta a profundidades menores ($k > 1,5$).

Esto se contradice con la teoría de la elasticidad, lo que implica que a nivel tensional los macizos rocosos se comportan inelásticamente. Para ello se debe considerar el problema a nivel global.

Figura 2

Medición natural del parámetro (k) relacionando a la tensión horizontal con la vertical.



Fuente: Hoek y Brown, 1980.

2.2.3.4. Formulación de Sheorey

Sheorey (1994) desarrollo un modelo de distribución de tensiones termo – elástico – estático a escala terrestre. Con el obtuvo una ecuación sencilla que permite calcular la relación de tensiones k .

$$k = 0,25 + 7E_h(GPa) \left(0,001 + \frac{1}{h(m)} \right)$$

Donde:

- E_h = Deformación elástica horizontal.

Los resultados obtenidos mediante esta ecuación son en general coherentes con los datos reales. Por Ello, algunos autores han aceptado esta formulación como punto de partida para la estimación del parámetro k .

2.2.4. Dimensionamiento de tajeos

Molina (2013). La geometría del cuerpo mineralizado definirá las dimensiones de un tajeo. Ésta se ve restringida por las condiciones operativas de los equipos mineros y de las condiciones que aseguren la estabilidad de la excavación. El ancho y largo de las excavaciones se ven limitados primordialmente por condiciones geomecánicas de estabilidad del sector de la mina. La altura en cambio, se ve restringida por condiciones geomecánicas del cuerpo y principalmente por el largo máximo que logran los equipos de perforación disponibles.

Los tajeos son la unidad básica de explotación en minería. Estos se pueden dejar vacíos (*sub level stoping*), rellenos (*cut and fill*) o dejarlos colapsar (*caving*) El diseño de caserones se realiza con la metodología de Mathews en 1981 quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

2.2.5. Estabilidad de tajeos

2.2.5.1. Método gráfico de estabilidad de Mathews

El método de Mathews se basa en un gráfico de estabilidad que relaciona dos factores calculados: el número de estabilidad de Mathews, N , que representa la capacidad de la masa de roca para resistir bajo una condición de tensión dada; y el factor de forma, S o radio hidráulico, que explica la geometría de la superficie.

El método gráfico de estabilidad fue inicialmente propuesto por Mathews en 1981 y subsecuentemente modificado por Potvin en 1988 y Nickson en 1992 para posteriormente obtener lo que conocemos como Método Gráfico de Estabilidad Modificado.

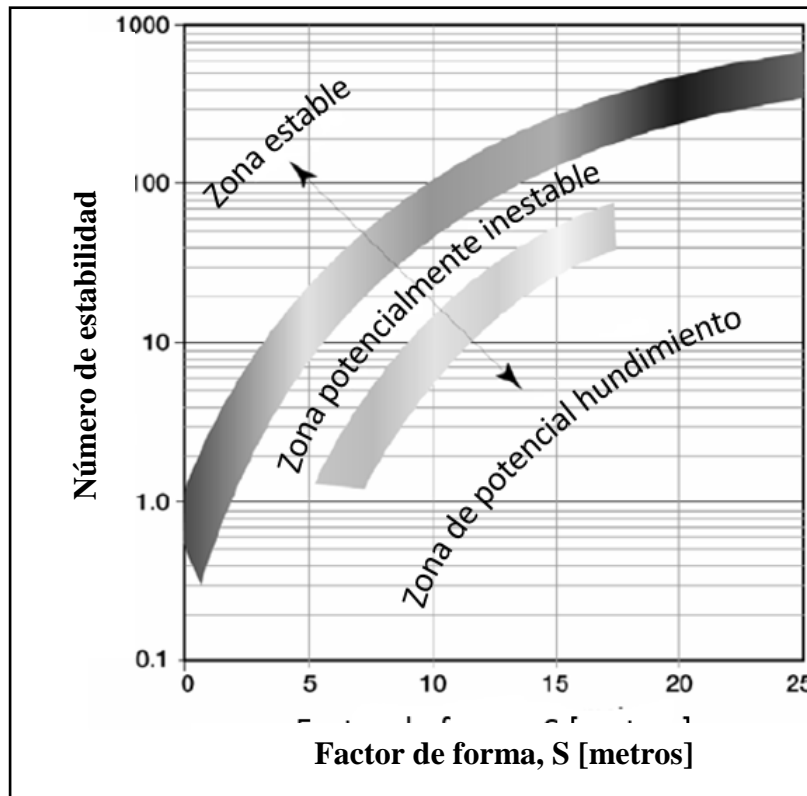
El concepto principal detrás del gráfico de estabilidad es que el tamaño de una superficie de excavación puede estar relacionado con la competencia de la masa rocosa para dar una indicación de estabilidad o inestabilidad. El gráfico de estabilidad presenta numerosas superficies de excavación que tienen un rango específico de estabilidad. El número de estabilidad forma el eje y del gráfico de estabilidad y es una medida de la calidad del macizo rocoso alrededor de la excavación, y se aplican varios ajustes para tener en cuenta las tensiones inducidas y la orientación de la excavación.

2.2.5.2. Cálculo del número de estabilidad de Mathews

El modelo inicial del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews, se presenta en la Figura 3. Para desarrollar el método se basaron en 50 casos históricos. Las zonas de estabilidad se definieron a partir de la dispersión de los datos reales de minería y estas zonas se utilizaron para predecir la estabilidad de las excavaciones planificadas. El gráfico de estabilidad original de Mathews se dividió en tres zonas: zona estable, zona potencialmente inestable y la zona potencial de hundimiento.

Figura 3

Gráfico de estabilidad de Mathews.



Fuente: Stewart, 2005.

El método de Mathews utiliza una forma modificada de la clasificación de ingeniería del Instituto Geotécnico Noruego (NGI), el sistema Q, para caracterizar la calidad de la masa rocosa. El valor Q modificado, Q' , se calcula a partir de los resultados del mapeo estructural o el registro geomecánico del núcleo de la masa rocosa de acuerdo con el sistema de clasificación Q, pero con el supuesto de que el parámetro de factor de reducción de esfuerzos y la presencia de agua son iguales a uno. La calidad de la masa rocosa se define por la ecuación que se presenta a continuación:

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_v}{J_a}$$

Donde RQD es el índice de designación de calidad de la masa rocosa desarrollado por Deere en 1964 y se basa en un porcentaje de recuperación del núcleo modificado, J_n

es el número de juntas o familias que existen, J_r es la rugosidad que presenta la junta y J_a es la alteración de la junta.

El número de estabilidad de Mathews se determina ajustando el valor Q' para las tensiones inducidas, la orientación de discontinuidad y factor de gravedad sobre la superficie de excavación. El número de estabilidad se define como:

$$N = Q' x A x B x C$$

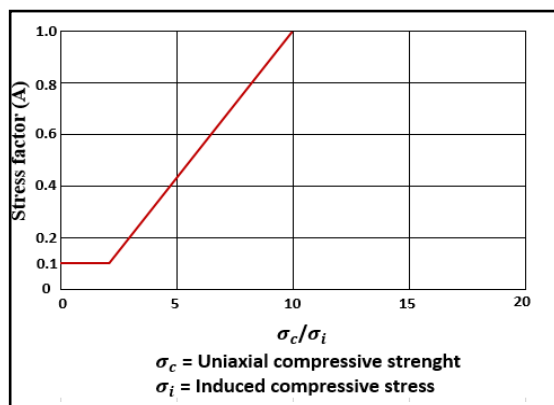
Donde:

- Q' : Índice de la calidad de roca modificada.
- A: Factor de reducción por los esfuerzos inducidos.
- B: Factor de orientación de las juntas.
- C: Factor de gravedad sobre la superficie de excavación.

Factor de reducción por los esfuerzos inducidos (A): Este factor de corrección incorpora los efectos de esfuerzos inducidos en la superficie de la pared expuesta. Se obtiene gráficamente y corresponde a la relación entre el esfuerzo de compresión simple (σ_c) y el esfuerzo de compresión inducido (σ_i), en la Figura N° 4 se muestra la gráfica para su cálculo (Molina, 2013).

Figura 4

Factor de reducción por los esfuerzos inducidos (A).

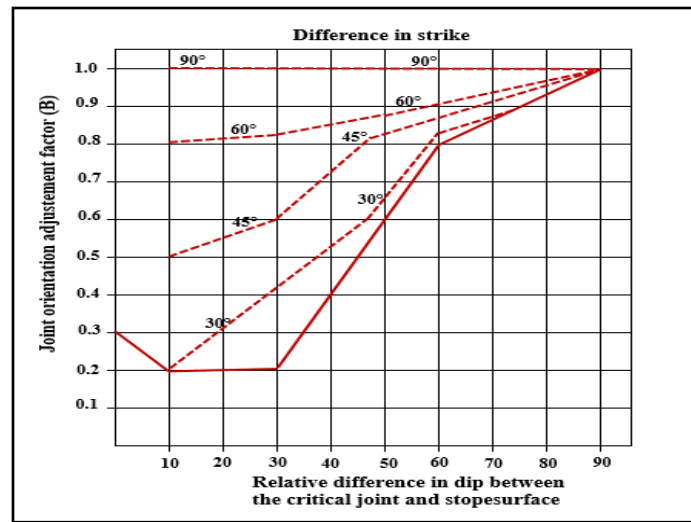


Fuente: Mathews *et al.*, 1981.

Factor de orientación de las juntas (B): El factor B es el ajuste realizado por condición de estructuras. La orientación más favorable corresponde a estructuras perpendiculares a la superficie y se le asignan los más altos valores, en la Figura 5 se muestra la gráfica para su cálculo (Molina, 2013).

Figura 5

Factor de orientación de las juntas (B).

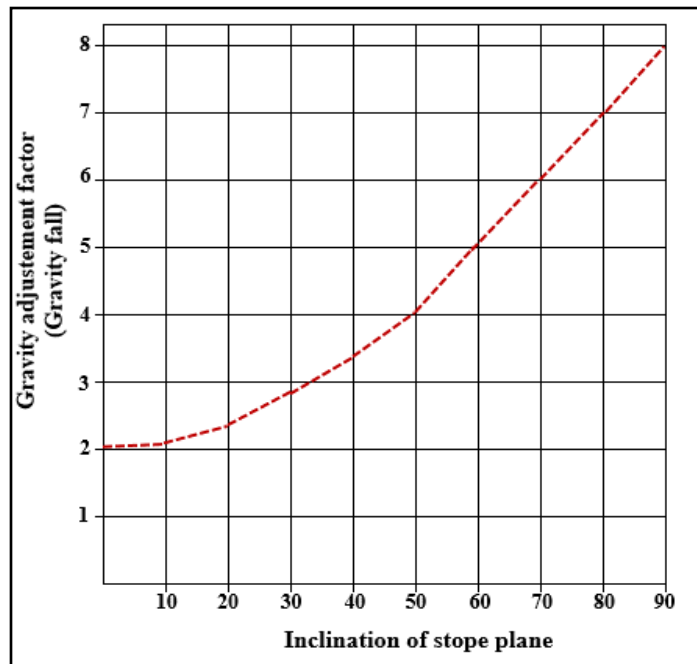


Fuente: Mathews *et al.*, 1981.

Factor de gravedad sobre la superficie de excavación (C): El factor C da cuenta de los modos de falla de las paredes del tajeo, en la Figura 6 se muestra la gráfica para su cálculo (Molina, 2013).

Figura 6

Factor de gravedad sobre la superficie de excavación (C).



Fuente: Mathews et al., 1981.

2.2.5.3. Radio hidráulico (Rh)

El término radio hidráulico fue originalmente tomado de la industria civil, usado para expresar la forma y tamaño de un conducto. En minera, el radio hidráulico o factor de forma entrega una descripción en dos dimensiones de la superficie de la pared expuesta. Sin embargo, no considera la orientación de la superficie de las paredes, además no incorpora el efecto de la gravedad ni las estructuras geológicas, es decir, solo considera las dimensiones de la pared de la excavación. El radio hidráulico se calcula mediante la ecuación que se muestra a continuación (Molina, 2013):

$$RH(m) = \frac{\text{Área (m}^2\text{)}}{\text{Perímetro (m)}}$$

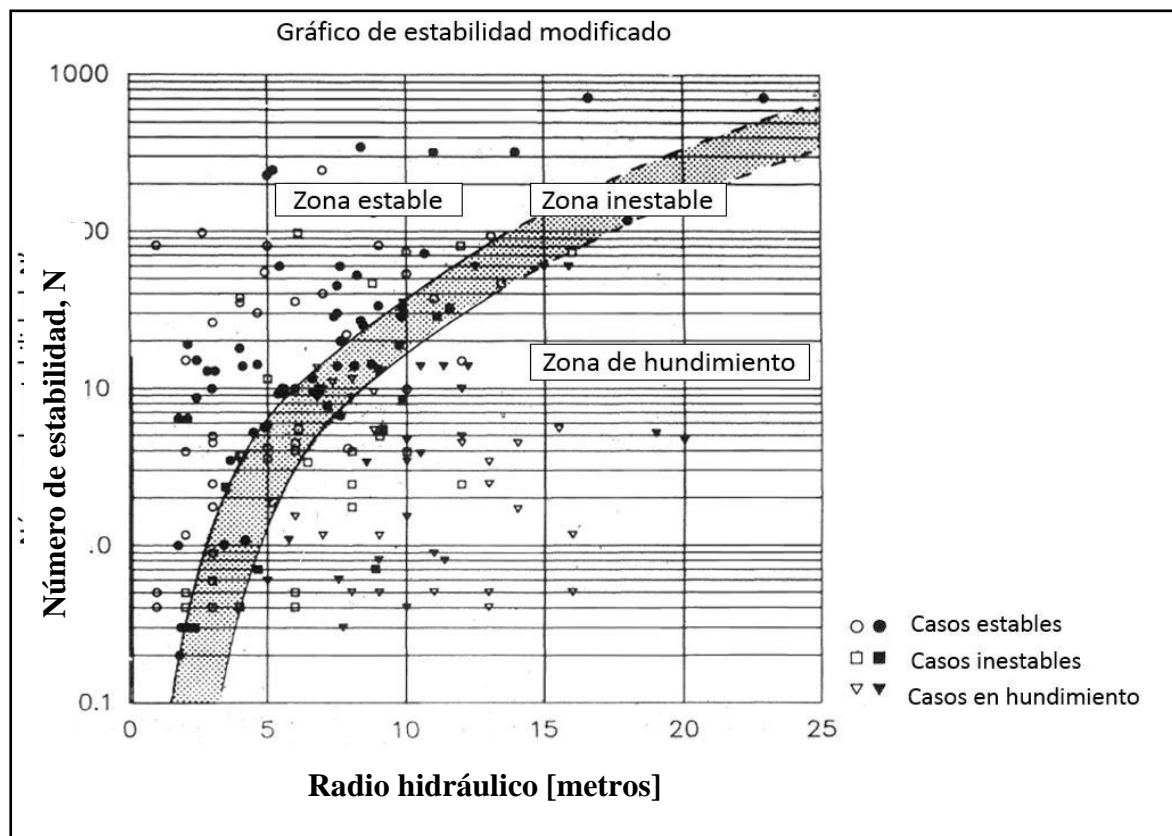
2.2.5.4. Método gráfico de estabilidad modificado (N')

Putvin (1988) realizó la primera modificación al Método Gráfico de Estabilidad de Mathews, esto corresponde a un estudio realizado de 176 casos más a la base de datos

inicial presentada por Mathews. Putvin establece un nuevo gráfico de estabilidad, que para su aplicación modifica los factores A, B y C corrigiendo el rango sin definir de A, incluyendo en strike de las estructuras en el factor B y modifico el rango de valores posibles en la función para el factor C, sin embargo, mantiene el mismo esquema de Numero de estabilidad vs Radio Hidráulico, definiendo nuevas zonas estable transición y hundimiento (Ver Figura 7 y Figura 8).

Figura 7

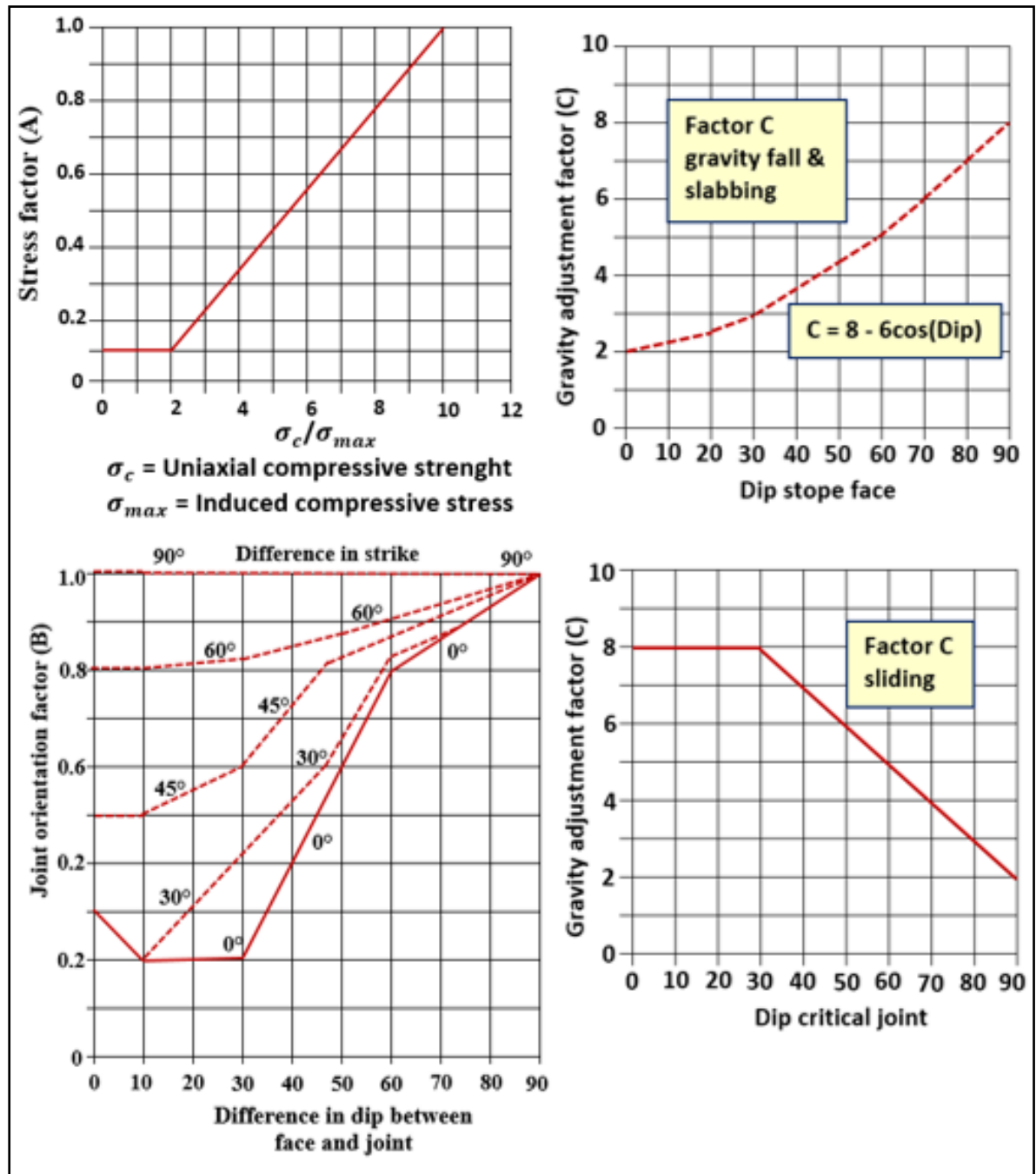
Gráfico de estabilidad de Mathews modificado basado en 176 casos históricos.



Fuente: Potvin, 1988.

Figura 8

Parámetros de Potvin para la estimación de N' .

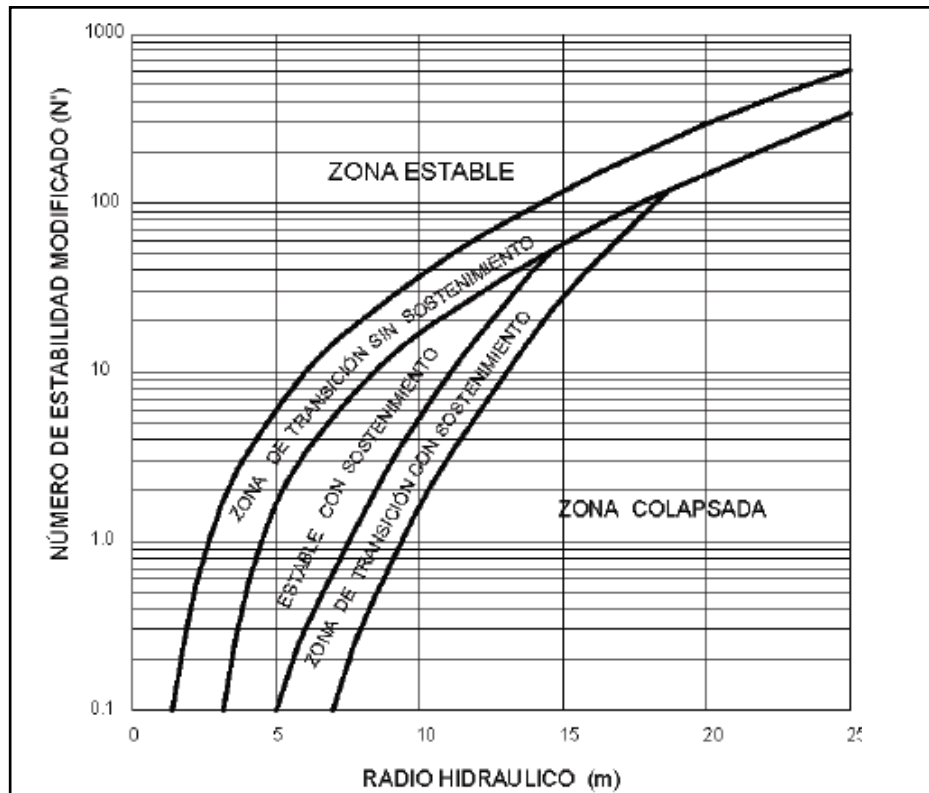


Fuente: Putvin, 1988.

Nickson (1992) adiciona 13 nuevos casos no soportados a la base de datos e introduce por primera vez estadísticas al análisis, cuyo fin es establecer nuevos límites de estabilidad. Los resultados siguen la línea mostrada por Putvin, adicionándole una nueva curva para excavaciones con sostenimiento o soportadas (Ver Figura 9).

Figura 9

Gráfico de estabilidad propuesto por Nickson en 1992.



Fuente: Osinergmin, 2017.

Barreto y Sáenz (2018). En 1995 se desarrolla el Método Gráfico de Estabilidad extendido desarrollado por Stward y Forsyth donde se redefine las zonas adicionando 4 zonas nuevas de transición, tratando de integrar probabilidades al gráfico. Las 4 zonas nuevas de transición fueron denominadas como potencialmente estable, potencialmente inestable, falla potencial mayor y zona potencial de hundimiento. La descripción de estas 4 zonas de transición es:

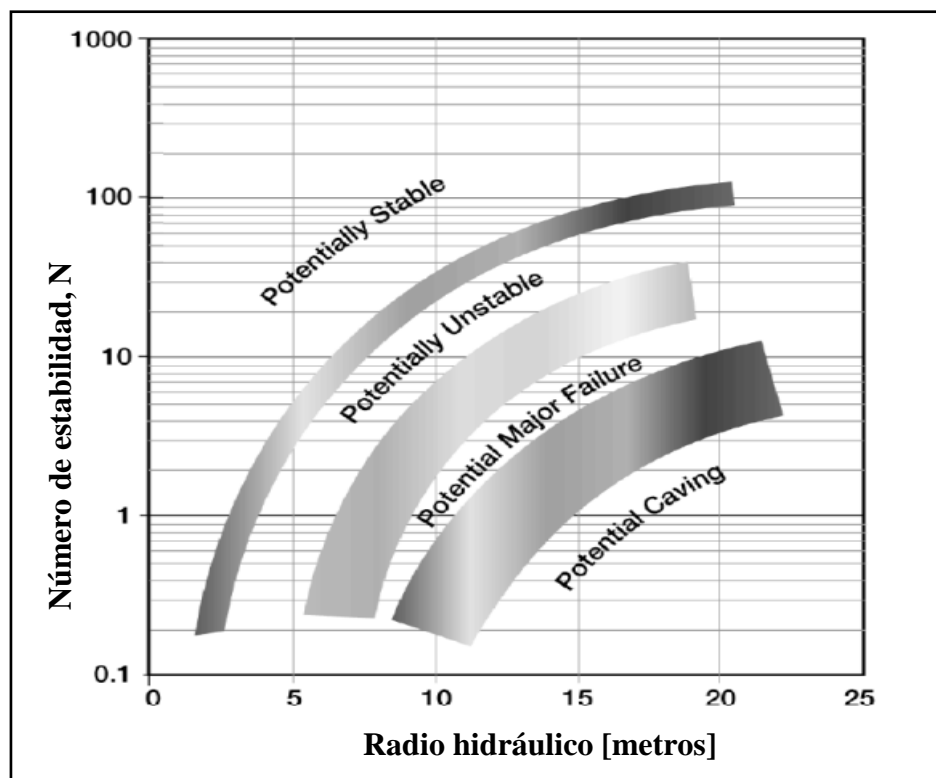
- Potencialmente Estable: Las superficies son esencialmente auto-soportadas con mínima dilución (10%).
- Potencialmente Inestable: Las superficies requerirán soporte. El grado de soporte determinará las fallas asociadas. La dilución estimada es de 10 - 30%.

- Potencial Colapso Mayor: Las superficies requerirán un grado de soporte mayor y extenso. La dilución estimada superará el 30%.
- Potencial hundimiento: Las superficies que presentarán hundimiento, no se auto soportará bajo ninguna condición y sólo podrá ser estabilizado hasta que el vacío sea rellenado.

Lo más relevante de esta propuesta es que las definiciones cualitativas se traducen en un término cuantitativo como es la dilución, mejorando la precisión y confiabilidad del método. La grafica se muestra en la Figura 10.

Figura 10

Gráfico de estabilidad propuesto por Stewart y Forsyth en 1995.



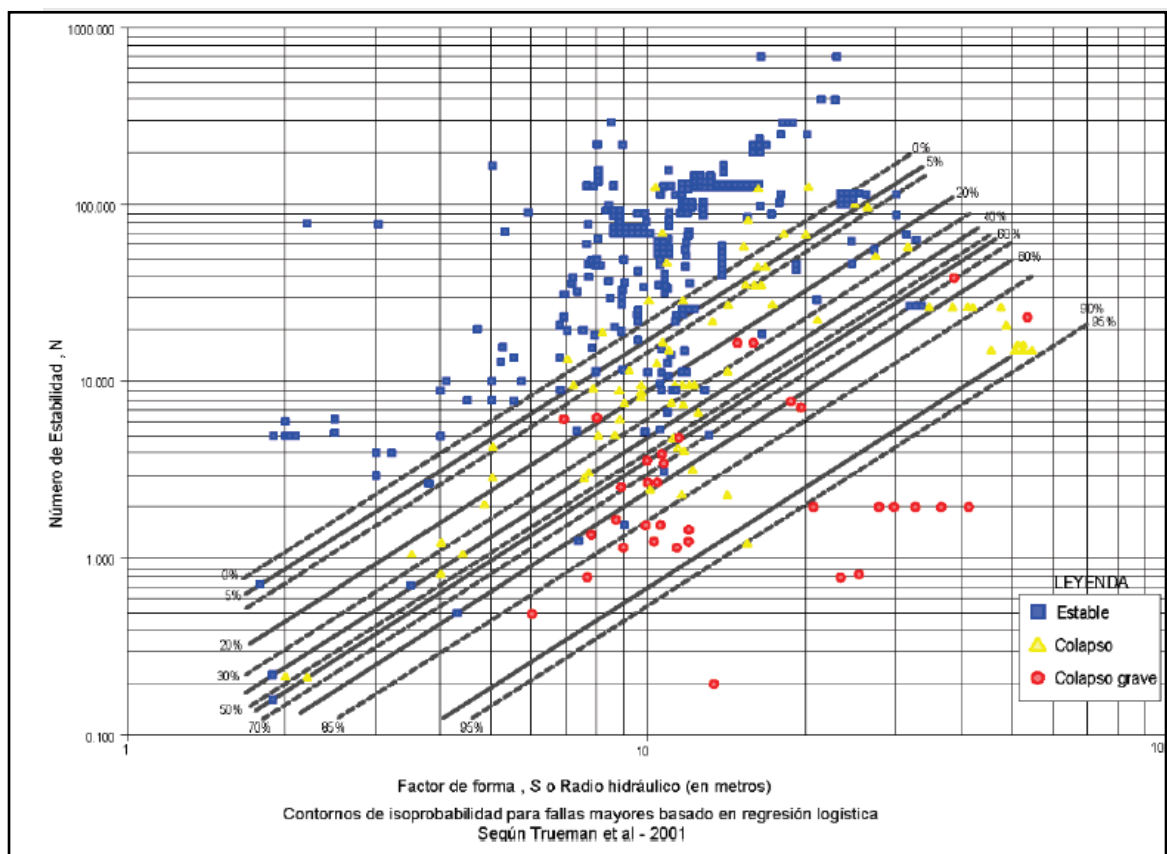
Fuente: Barreto y Sáenz, 2018.

Osinergmin (2017). En el año 2001 Mawdesley y Trueman desarrollaron un nuevo Gráfico de Estabilidad extendido, esto fue posible gracias a más de 400 base de datos históricos de casos de tajeos de explotación recopiladas de minas canadienses y

australianas. Este método extendido es una gráfica que se basa en el análisis probabilístico que permite estimar escenarios de probabilidades de falla mayores en el diseño de una superficie de tajeo a ser obtenidos directamente del gráfico de estabilidad, tal como se puede apreciar en la Figura 11.

Figura 11

Gráfico de Estabilidad Extendido de Mathews por Mawdesley y Trueman en 2001.



Fuente: Osinergmin, 2017.

2.2.6. Efecto de esfuerzos inducidos en estabilidad

2.2.6.1. Esfuerzos compresivos

Pérez (2015), El factor de esfuerzos (Factor A) reemplaza al parámetro SRF del Sistema de clasificación Q y considera principalmente el efecto de los esfuerzos compresivos ejercidos sobre las paredes de los tajeos. Si los esfuerzos compresivos ejercidos sobre el macizo rocoso son muy altas pueden ser los causantes de la ocurrencia

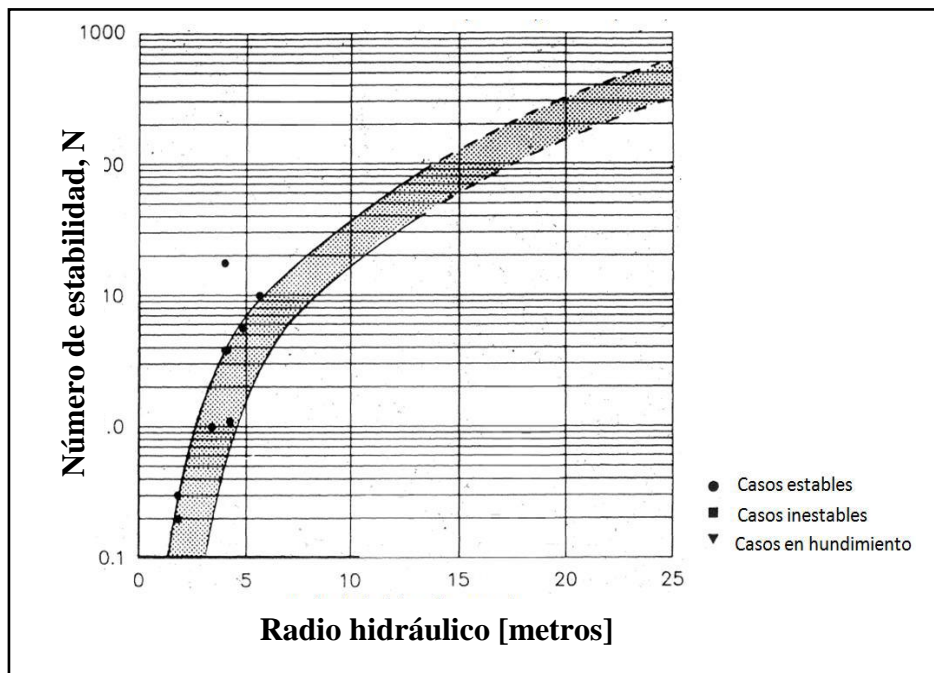


de fallas o agrietamientos de la roca intacta, generando cortes a lo largo de discontinuidades pre-existentes y rotación de bloques o cualquier combinación de las anteriores. La complejidad y variabilidad de estos fenómenos hacen difícil reproducirlos, con un cierto nivel de precisión, en un modelo empírico. La aproximación de Mathews escala el esfuerzo inducido tangencial paralelo a la excavación (σ_1) con la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (σ_{USC}) Esto sugiere que el efecto del esfuerzo compresivo es proporcional a la magnitud relativa del esfuerzo tangencial normalizado con el (σ_{USC}) (Potvin, 1988).

Al comparar el factor de esfuerzos de Mathews (Ver Figura 12) con el de Potvin (Ver Figura 13) se puede observar una que para valores de (σ_1/σ_{USC}) mayores a 2 son exactamente iguales, sin embargo la diferencia se da a valores menores a 2 en donde Mathews et al. (1981) asigna un valor de 0 ya que asume falla automática, mientras que Potvin (1988) asigna un valor de 0.1 justificando que existen diversos casos de tajeos en los cuales los esfuerzos inducidos sobre el techo son altos pero se mantienen estables debido a que poseen dimensiones pequeñas. Estos casos se presentan en la Figura 19 con los cuales Potvin (1988) concluye que su calibración parece ajustarse bien (Pérez, 2015).

Figura 12

Gráfico de estabilidad modificado, casos con altos esfuerzos inducidos, modificado de Potvin en 1988.



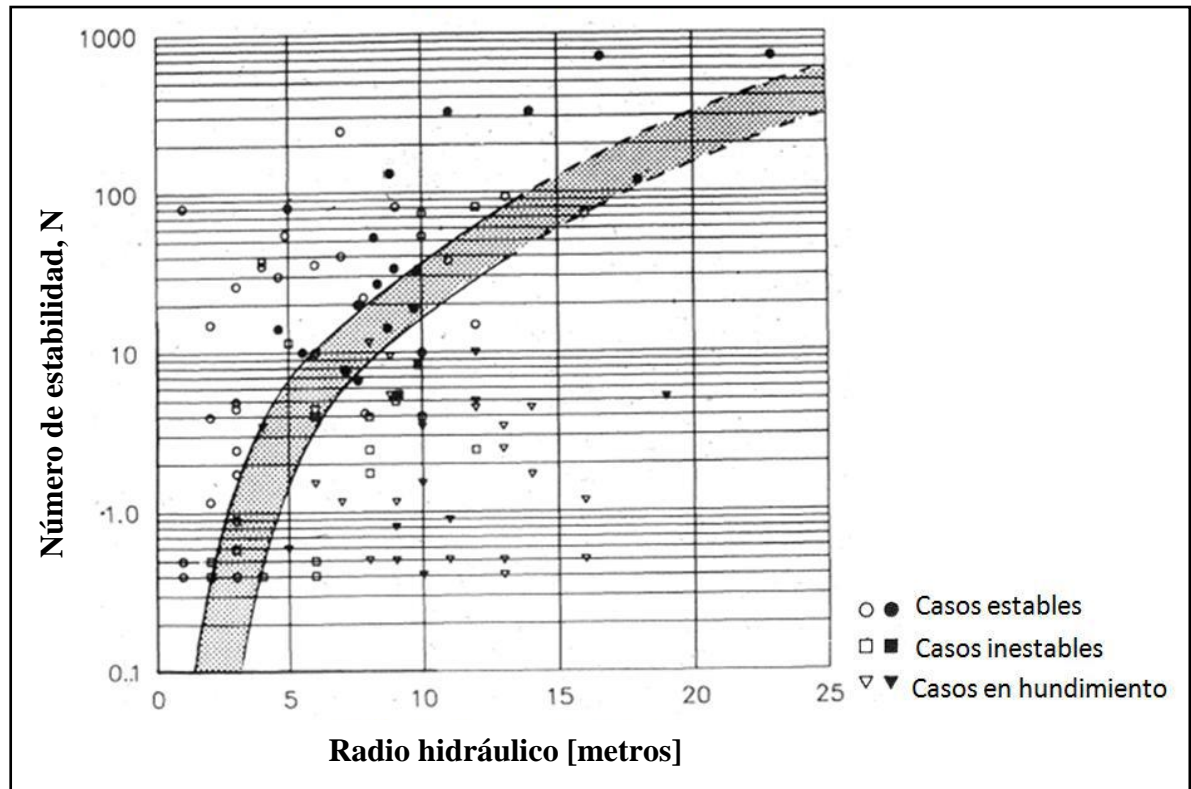
Fuente: Pérez, 2015.

2.2.6.2. Esfuerzos de tracción

Pérez (2015). Las zonas de relajación se crean en las paredes de tajos longitudinales cuando la razón de esfuerzos in-situ “K” es mayor que 1. Como la roca intacta y las discontinuidades tienen una baja resistencia a la tracción este estado de esfuerzos no es propicio para realizar labores mineras. Los esfuerzos de tracción abren las discontinuidades pre-existentes o inducen nuevas fracturas a través de la roca intacta creando una zona de relajación en donde los bloques individuales tienen mayor libertad de movimiento volviéndose susceptibles a la acción de la gravedad debido al estado de desconfinamiento.

Figura 13

Gráfico de estabilidad modificado, casos en relajación, modificado de Potvin en 1988.



Fuente Pérez, 2015.

En la metodología original de Mathews los esfuerzos de relajación actuando en las paredes de un tajeo no son tomados en cuenta por lo cual se les asigna un valor de A igual a 1.

Potvin (1988) concuerda con Mathews et al. 1981 y sugiere que la influencia del estado de relajación se encuentra indirectamente representado por el radio hidráulico y el factor de ajuste por gravedad C. Los casos históricos en relajación estudiados por Potvin en 1988 se presentan en la Figura 20, con esta el autor concluye que no se justifica un ajuste para el factor de esfuerzos para los estados de esfuerzos en relajación ya que se aprecia que la ubicación de los casos históricos concuerda con las zonas de estabilidad trazadas (Pérez, 2015).



2.2.7. Métodos numéricos

2.2.8. Método de los elementos finitos (EFM)

Osinergmin (2017). El método de los elementos finitos (EFM) es un método numérico que es usado para el cálculo del factor de seguridad relacionando los parámetros de esfuerzo – deformación en geomecánica no pueden ser resueltas analíticamente. Para ello este método puede ser aplicado si se cumplen las siguientes condiciones:

- Las condiciones de borde, incluyendo la geometría de las estructuras a analizar no pueden ser descritas por funciones matemáticas simplificadas.
- Las ecuaciones diferenciales parciales que gobiernan el sistema a analizar no son lineales.
- El problema incluye sectores no homogéneos y discontinuos.
- Las ecuaciones constitutivas del macizo rocoso son no lineales o complejas.

Pero debemos tener en cuenta de que el método numérico no debe sustituir el método de diseño de excavaciones subterráneas, sino debe ser un apoyo para el resto de técnicas de diseño de excavaciones subterráneas.

El EFM en el diseño de excavaciones subterráneas puede ser resuelto mediante métodos continuos y métodos discontinuos, para esta esta investigación se hará mención al método continuo la cual se detalla en la Tabla 6:

Tabla 6

Software geomecánico – Métodos numéricos.

| Métodos continuos | | |
|------------------------------|-------------------------------|--|
| Método | Software | Recomendaciones de uso |
| Elementos Finitos (FEM) | PHASE2 (RS2), RS3, ABAQUS, | Recomendado en geometrías complejas no homogéneas y materiales con geometrías no lineales. Óptimo para análisis a escala global y local. |
| | ANSYS | En las zonas de mayor interés o riesgo geotécnico, la malla a utilizar debe ser más fina y cada elemento debe contener por lo menos 6 nodos. |
| Diferencias Finitas (FDM) | FLAC, FLAC3D | Método recomendado para modelar procesos de fracturamiento en roca. |
| Elementos de Borde (BEM) | MAP3D | Recomendado principalmente para materiales de comportamiento lineal y homogéneo. |
| | | Recomendado para analizar estabilidad a escala global o cuando el sistema presenta reducidos grados de libertad) |

Fuente: Osinergmin, 2017.

2.3. Definición de conceptos básicos

Caja techo (CT): es la parte superior que delimita a un cuerpo mineralizado (vetas, mantos), este término es muy usado en minería subterránea.

Caja piso (CP): es la parte inferior que delimita a un cuerpo mineralizado (veta, mantos), este término es muy usado en minería subterránea.

Dominio estructural (DE): es un término geomecánico que consiste en agrupar macizos rocosos que presentan propiedades estructurales y geomecánicas similares.

Método Gráfico de Estabilidad (MGE): es una técnica empleada para el dimensionamiento geométrico de tajeos, esta ha demostrado ser una herramienta adecuada para el diseño de tajeos subterráneos.



Factor de forma o Radio hidráulico (Rh): es la relación que existe entre el área y el perímetro de una sección, este término es muy usado en el dimensionamiento de tajos en minería subterránea mediante el Método Grafico de Estabilidad.

Rock Mass Rating (RMR): es un sistema que consiste de una metodología de clasificación de macizos rocosos que permite relacionar índices de calidad con parámetros geomecánicos del macizo rocoso, dándole una valoración.

Índice de designación de la calidad de rocas (RQD): es un método que sirve para definir parámetros iniciales de calidad de un macizo rocoso en donde se piensa realizar algún tipo construcción de ingeniería civil o ingeniería de minas.

Índice de resistencia geológica (GSI): es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la fácil identificación por evaluación visual de las propiedades geológicas en el campo.

Sistema de clasificación de Barton (Q): es un sistema de clasificación geomecánica de macizos rocosos, que permite identificar sus propiedades en función de parámetros como el RQD, número de familias de discontinuidades, alteración, rugosidad, la condición de agua y el factor de reducción de esfuerzos.

Strength Factor (FS): es la relación entre la capacidad de resistencia de un macizo rocoso y la demanda de esfuerzo que actual sobre él. Este término es usado para el diseño de obras civiles y mineras para saber si la obra es estable o inestable.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Ubicación geográfica del estudio

3.1.1. Ubicación

La mina Antapite se ubica en la comunidad del mismo nombre, en la provincia de Huaytara y en el departamento de Huancavelica, ubicada a 3300 msnm, específicamente en las cabeceras de los ríos Ica y Grande.

Geográficamente, el área del proyecto se encuentra en el flanco occidental de la vertiente del Pacífico, en cuyo alrededor existen los cerros Huinchulla (W), Campanayoc (SW) y Condorsencca (NW).

3.1.2. Accesibilidad

El acceso desde Lima a la mina Antapite es a través de la Panamericana Sur hasta la ciudad de Ica. En el Km 303 se encuentra el centro poblado Los Aquijes y desde este lugar se toma el desvío con dirección Este. Siguiendo esta vía se llega al centro poblado de Córdova y posteriormente a la UEA Antapite, que dista aproximadamente 6 km del proyecto. El recorrido desde el desvío Los Aquijes hasta el proyecto es sobre carretera afirmada y/o trocha. (Ver Tabla 7).

Tabla 7

Vías de acceso al área del proyecto.

| Ruta | Distancia (km) | Tiempo (h) | Tipo de vía |
|------------------------------------|-----------------------|-------------------|--------------------|
| Lima - Ica (desvió Los Aquijes) | 303,00 | 4:00 | Asfaltada |
| Ica (desvió Los Aquijes) - Cordova | 100,00 | 2:50 | Afirmada |
| Cordova - Mina Antapite | 14,00 | 1:50 | Afirmada |
| TOTAL | 417,00 | 8:00 | |

Fuente: Sierra Antapite S.A.C.

3.2. Descripción geológica

3.2.1. Geología general

En el área de la mina Antapite se observa la presencia de roca volcánica y volcanosedimentarias de probable edad Eoceno-Oligoceno (Cenozoico), ubicadas en discordancia sobre un substrato pre-volcánico Mesozoico (Formaciones Labra, Gramadal, Hualhuani, Chaclatacama y Chúllec) y también sobre las unidades del Batolito de la Costa Peruana.

Las unidades basales, comprenden a una serie volcánica Terciaria que varía desde andesitas basálticas a dacitas y que tentativamente ha sido dividida en un conjunto basal piroclástica conformado por tobas, dispuestas sobre el Batolito de la Costa Peruana.

Por encima de esta secuencia, se presentan diversas unidades extrusivas, efusivas, piroclásticas y volcansedimentarias, que pueden ser aproximadamente agrupadas en tres secuencias: Unidades Inferior, Intermedia y Superior, cada secuencia empieza con domos de flujo, coladas de lava y piroclásticos predominantemente de caída.



La Unidad Inferior está compuesta por lavas, domos y brechas inferiores (Machucancha) y tobas y lahares (Chonura), todos de naturaleza andesítica a andesítica basáltica con facies fragmentales de brechas polimíticas y autobrechas.

La Unidad Intermedia está compuesta por lavas, domos y brechas intermedias, lahares y tobas de naturaleza que varían de lavas andesíticas a basálticas con plagioclasa labradorítica, clino y orto piroxenos. Además, presenta brechas con matriz de aspecto tufáceo. En estas secuencias se presentan intercalaciones de arenitas gruesas tufáceas hasta limolitas arcillosas pobremente laminadas.

La Unidad Superior está compuesta por acumulaciones volcansedimentarias y piroclásticas que tienden a rellenar depresiones tectónicamente controladas, entre otras, como la Unidad Mamahuanga. Estas rocas por lo general son de naturaleza andesítica.

Estas tres Unidades están intercaladas con coladas piroclásticas andesíticas, dacíticas y posiblemente riódacíticas.

La actividad volcánica del área se clausura con una serie de intrusivos volcánicos como stocks y diques de naturaleza andesítica y algunas coladas piroclásticas de naturaleza dacítica.

3.2.2. Geomorfología

El área de la mina, se encuentra emplazada en la unidad geomorfológica denominada; Zona de Laderas Altas. Esta unidad comprende las altas estribaciones inmediatas a la Unidad Divisoria Continental y corresponde a los sectores occidentales que forman las cabeceras de los ríos Pisco, Ica y Grande. Geomorfológicamente el área se encuentra controlada, por dos factores.



a) Control litológico: donde claramente se diferencia las unidades del substrato pre-Terciario compuesto por rocas terrígenas del grupo Yura, (la formación Labra) conformando terrenos muy abruptos con fuerte plegamientos, y afectados por grandes fallas regionales y locales. Las rocas volcánicas del terciario forman un relieve con escarpas en los bordes a modo de plataformas donde se ha depositado importantes capas de rocas volcánicas, es así que las tobas Ocobamba, que han sido sometidos a un importante proceso de compactación y litificación forman plataformas con escarpas en los bordes donde afloran como la unidad basal terciaria resistiendo a la erosión, las rocas volcánicas correspondientes a la formación Castrovirreyna en las altiplanicies presentan relieves más o menos irregulares con relieve moderado, a excepción de fallas que lo alteran sus formas bruscamente.

El intrusivo plutónico granodioríticos presenta geoformas suaves con drenaje dendrítico típico, la que se puede apreciar en la quebrada Río Grande, en cotas promedio a inferiores a 2 800 m.s.n.m.

b) Control estructural: El aspecto más importante en el área de estudio que cabe resaltar son las zonas que dan hacia la quebrada río Grande se presentan terrazas que son productos de fallamientos verticales sucesivos con los cuales los bloques bajan en dirección hacia la quebrada. Río Grande, las fallas que lo originan son generalmente verticales a sub verticales y paralelas en la dirección de la quebrada. Río Grande.

En las altiplanicies el terreno es de relieve suave, con pequeñas irregularidades que son producto de la erosión diferencial de los diferentes tipos de rocas y fallas que los afectan



3.2.3. Geología local

3.2.3.1. Litología y estratigrafía

Más de un millar de metros de potencia de roca volcánica y volcano-sedimentaria de probable edad Eoceno – Oligoceno (Cenozoico) afloran en el área del Proyecto Antapite, ubicadas en discordancia sobre un sub estrato pre volcánico compuesto por sedimentos mesozoicos en el área de la Veta Carmencita (Sector NW del área de la mina), a una cota de 3,600 m. Las rocas volcánicas reposan en discordancia sobre las unidades del Batolito de la Costa en el área de Ocobamba (Sector SE del área de la mina) a una cota de 2 900 m.s.n.m.

3.2.3.2. Formación Antapite

Unidad informal fue establecido correlacionando y/o como parte de unidad Castrovirreyna es una brecha piroclastica, conformada de tobas blanquecinas con algunos cristales de plagioclasas, biotita y abundantes fragmentos líticos, se observó algunos fenocristales cristales y pequeños cristales de cuarzo en la facies alteradas del °C Antapite. Los fragmentos líticos riolíticos son característicos, constituida por brecha piroclastica.

Los más abundantes son de textura porfíriticas a vitrófiros desvitrificación y trazas de bandeamiento de flujo.

Estos líticos contienen menos de 5% de fenocristales de plagioclasas sódicas, aún menos biotita, y raramente algunos cuarzos redondeados.

Así, interpretamos el dispositivo en conjunto como un cuello piroclastica andesítico a dacítico, tenemos mayor afloramiento en el C° Antapite y con menores afloramientos en la periferia, y con facies de derrames conservados en partes aledañas de la zona de estudio.



3.2.3.3. Formación Yaurilla

Conformado por tobas blancas riolíticas algo soldados, con cristales de sanidina, plagioclasas, cuarzo, biotita y trazas de hornblenda.

Alcanzan 50m de espesor en flanco NW del C° Yaurillas Noble 2001(b) de una edad $40\text{Ar}/39\text{Ar}$ de $19,98 \pm 0,05$ M.a. obtenido de Sanidina de estas tobas.

3.2.3.4. Grupo Yura

Con litología de cuarcitas y areniscas silicificadas de grano fino a medio, fracturado con relleno ferruginoso de tonalidad pardo violáceo con diferentes grados de metamorfismo.

En Antaco se presenta a modo de techos colgantes sobre los intrusivos plutónicos del Batolito de la Costa.

3.2.3.5. Depósitos coluviales

Estos se encuentran como suelos con desarrollo de suelos producto de la meteorización de las rocas, y depósitos de piedemonte en las laderas escarpadas en las áreas que dan hacia las quebradas profundas como es el caso del área Antaco.

3.2.3.6. Diques

Los diques andesíticos están emplazadas en las rocas volcánicas del terciario y las rocas plutónicas en las laderas de Antaco, los diques que se presentan son andesíticas porfídicas, grises medio a oscuros, que se encuentran en toda la secuencia de las rocas del terciario. Asimismo dentro de los cuerpos plutónicos del batolito de la costa se presentan diques aplíticos, con buena proporción de cuarzo cristalizado microgranudos.



3.2.3.7. Batolito de la costa

Está expuesta únicamente en las partes profundas de las Qdas que bajan hacia el río Santiago en la zona de Santiago de Chocorvos (Tantara) que es el inicio del río Ica en el área de Antaco al SE de la mina Antapite hacia el Río Grande, se le atribuye estas intrusiones a la superunidad Incahuasi, del segmento de Arequipa.

Moore (1984), obtuvo edades radiométricas k/Ar de muestras tomadas de la quebrada Lampani, en el cuadrángulo de Santiago de Chocorvos a unos 25 Km. de Antaco, las edades calculadas fueron de $82,7 \pm 2,9$ M.a. en Hornblenda, y $84,4 \pm 2,8$ M.a. en biotita para una muestra; y de $82,3 \pm 3,1$ M.a. en Hornblenda, y $83,6 \pm 3,1$ M.a. en hornblenda, $83,6 \pm 2,8$ M.a. para la otra muestra.

3.2.4. Geología estructural

Estructuralmente, el área de la mina está controlado por dos sistemas regionales importantes, uno de rumbo andino, que se manifiesta como un corredor estructural de rumbo $N50^{\circ}-60^{\circ}W$, con evidencia de movimientos sinestrales y caída gravitacional al SW, destacando en este sistema la Falla Chocllanca-Ocoyo relacionada directamente con la veta principal Zorro Rojo. Otro sistema de rumbo transandino, de rumbo NE-SW, representado por las Fallas Runhuañusca y Yaurilla en el área NW del distrito. Estos dos sistemas delimitan el sector de mayor concentración de focos volcánicos y estarían controlando la mineralización. La zona del Cerro Antapite sería el área de convergencia de los dos sistemas regionales principales.

3.2.5. Geología económica

La mineralización de las vetas de la mina Antapite, es del tipo relleno de fracturas, su origen es hidrotermal de baja sulfuración con cuarzo, adularia, sericita y pirta; la mineralización es aurífera con plata subordinada, el oro se encuentra en estado nativo o



como electrum y está relacionada a paragénesis tardías de cuarzos asociados con diversos sulfuros principalmente piritas con trazas de esfalerita, galena, calcopirita y puntos de sulfosales como tetrahedrita y bournita.

La mineralización aurífera económica, ocurre en paragénesis tardías de cuarzo gris, calcedónico, blanco y cuarzo hialino; con un cociente de relación de Ag/Au de 1/1 a 1,5/1. Las características mineralógicas, texturales y geoquímicas de las vetas de la Mina Antapite, presentan niveles intermedios a profundos de sistemas epitermales.

La alteración epitermal está restringida generalmente a un halo delgado pegado a las vetas, con la presencia de cuarzo – sericita – adularia, esta última reconocida al microscopio, por tensión y difracción de rayos X. Una datación radimétrica Ar^{39}/Ar^{40} realizada por el Dr. C. Noble sobre sericita en la veta Zorro Rojo da una edad de 26,34 \pm 0,21 Ma. La sericita se presenta como reemplazamiento de feldespatos o adularia, relacionado al cuarzo y rellenando cavidades de la veta. Hacia las cajas frescas se tiene luego una alteración propilítica con la presencia de clorita, epidota, calcita, cuarzo plagioclasas y esmética.

3.2.6. Veta Zorro Rojo

La mineralización de la Veta Zorro Rojo, y en general la mineralización del distrito minero de Antapite, es del tipo relleno de fracturas, su origen es hidrotermal de baja sulfuración con cuarzo, adularia, sericita y pirita. La mineralización es aurífera con plata subordinada.

El oro ocurre en paragénesis tardías de cuarzo ahumado o cuarzo amatista en estado nativo o como electrum, asociados con diversos sulfuros, principalmente piritas con trazas de esfalerita, galena, calcopirita y puntos de sulfosales como tetrahedrita, pirargirita y bornita.



La alteración hidrotermal es débil y está restringida a las vetas, se manifiesta como un halo de menos de un metro de cuarzo-sericita.

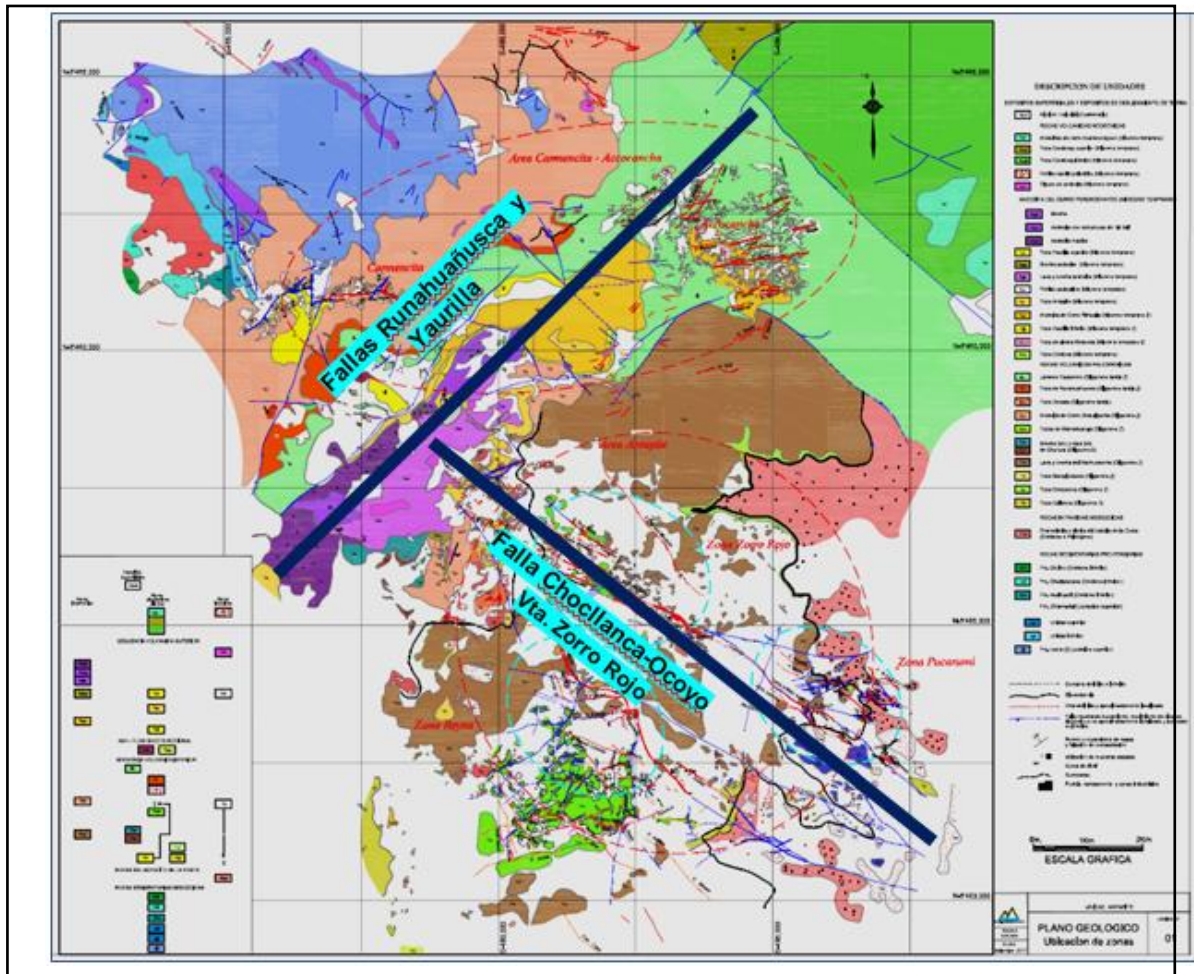
La roca encajonante, comprende enteramente a la Unidad Inferior Machucancho, conformada principalmente por lavas, brechas y tobas, todas de composición andesítica (Ver Figura 14).

Debido a que se trata de una veta-falla (pre y post mineralización) en las cajas piso y techo inmediatas se conforman “falsas cajas” generalmente débiles, fracturadas y panizadas.

Esta veta posee forma aproximadamente tabular con rumbo N80°W y buzamiento 70°- 83°SW; la potencia varía de 0,25 a 3 metros.

Figura 14

Plano geológico estructural de la mina Antapite.



Fuente: Sierra Antapite S.A.C.

3.3. Diseño metodológico

3.3.1. Tipo de investigación

La investigación es de carácter descriptivo no experimental, ya que se busca describir el problema y a partir de ello proponer un modelo del tajeo con las dimensiones que garanticen la seguridad del personal y equipos que serán usados para recuperar el relleno mineralizado.

3.3.2. Diseño de la investigación

Cabe mencionar que en el desarrollo de esta investigación se usó *softwares* geomecánicos las cuales son de la versión demo, debido a que no se cuenta con la licencia de dichos *softwares*.

La presente investigación denominada “dimensionamiento geomecánico en Vetas Angostas del Tajo Piloto en la Unidad Minera Antapite”. Así, para el cumplimiento de los objetivos propuestos en esta investigación, se seguirán los pasos que se describen a continuación:

Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Para dicho, fin se hizo la caracterización geomecánica del macizo rocoso mediante RMR1989 de Bieniawski mediante el método de mapeo por celdas, este trabajo se realizó en el nivel 3240 específicamente en la galería 190 SE, de la Veta Zorro Rojo.

Determinación de los parámetros de resistencia del macizo rocoso.

Para el cálculo de los parámetros de resistencia del macizo rocoso, se realizó mediante la aplicación del *software RocData v 4.0* de la firma *RocScience*, este *software* tiene integrado el criterio generalizado de Hoek y Brown.

Clasificación geomecánica del macizo rocoso

El macizo rocoso se clasificó mediante el sistema de clasificación geomecánica RMR1989 de Bieniawski, las cuales considera las condiciones geomecánicas de las discontinuidades que presenta el macizo rocoso en estudio. Mientras que para la obtención del Índice Q, se hizo uso de la aplicación de la correlación existente entre estos dos sistemas de clasificación geomecánica descritas en el Capítulo II.



Zonificación geomecánica del área en estudio

La zonificación se realizó según los rangos de calidad del macizo rocoso presentes en la zona de estudio obtenido mediante los datos de perforación diamantina proporcionados por unidad minera.

Dimensionamiento del tajo piloto

Para el dimensionamiento del tajo piloto se aplicó el Método Gráfico de Estabilidad de Mathwes teniendo como soporte el *software StopeSoft*. Los resultados obtenidos con la metodología empírica son relacionados y validados con la aplicación de métodos numéricos, para lo cual se seleccionó el método de Elementos Finitos, teniendo como soporte al *software Phase2 v 8.0* de la firma *RocScience*.

Evaluación de las condiciones de estabilidad

Las condiciones de estabilidad son evaluadas mediante estabilidad estructuralmente controlada y estabilidad controlada por sus esfuerzos. La estabilidad estructuralmente controlada se realizó mediante la aplicación del *software Unwedge v 3.0* de la firma *RocScience*, mientras que la evaluación controlada por esfuerzos se realizó mediante el *software Phase2 v 8.0* de la firma *RocScience*.

Descripción de la secuencia de minado

Esta descripción se detalla en la sección de resultados Capítulo IV, por lo general esto muy asociado al grado de estabilidad del tajo piloto.



3.4. Población y muestra del estudio

3.4.1. Población

La población al ser la totalidad del lugar donde se hizo la investigación, esta población corresponde entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo de la Unidad Minera Antapite.

3.4.2. Muestra

La muestra al ser un sub grupo representativo de la población entre los niveles 3240 al 3285 de la Veta Zorro Rojo de la Unidad Minera Antapite, las muestras tomadas para realizar esta investigación corresponden específicamente a la galería 190 SE del nivel 3240 de la Veta Zorro Rojo.

3.5. Variables

a) Variables independientes (VI)

- Calidad del macizo rocoso.

La caracterización geomecánica del macizo rocoso para la Veta Zorro Rojo de la Unidad Minera Antapite está sujeta a varios parámetros condicionantes para luego evaluarlas y obtener la calidad del macizo rocoso (RMR), estos parámetros son:

- a. Resistencia a la compresión simple de la roca intacta
- b. RQD
- c. Espaciado de las discontinuidades
- d. Estado de las discontinuidades
 - Persistencia
 - Apertura
 - Rugosidad



- Relleno
- Alteración

e. Presencia de agua subterránea

b) Variables dependientes (VD)

- Dimensionamiento del tajeo.

El dimensionamiento del tajeo piloto en la Veta Zorro Rojo de la Unidad Minera Antapite, están sujetas a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y condiciones mecánicas de la roca circundante.

- Estabilidad física del tajeo.

La estabilidad del tajeo estará determinada por el Método Grafico de Estabilidad de Mathews y esta dependerá de las dimensiones del tajeo.

3.6. Operacionalización de las Variables

Tabla 8

Cuadro de operacionalización de las Variables.

| Tipo | Variable | Dimensión | Indicador |
|-------------------------------|------------------------------|-----------|---|
| Variable independiente | Calidad del macizo rocoso | RMR | Tipo de roca Muy Buena (81-100), Buena (61-80), Regular, (41-60), Mala (21-40) Muy mala (0-20) |
| Variable dependiente | Dimensionamiento del tajeo. | Longitud | Altura, ancho y longitud del tajeo |
| Variable dependiente | Estabilidad física del tajeo | Numero | Numero de estabilidad de Mathews y Factor de Seguridad |



3.7. Técnicas de recolección de datos

3.7.1. Técnica

Para el desarrollo de la presente investigación relacionado a minería subterránea se recopila información relacionada al título del proyecto, libros, artículos científicos, informes especializados, tesis, páginas de internet.

3.7.2. Instrumentos

Los instrumentos que se utilizaron para el presente estudio son los siguientes:

Brújula estructural marca Brunton: Permite medir las aptitudes de la discontinuidad tales como Buzamiento (Dip) y Dirección de Buzamiento (Dip Dir).

Flexómetro milimétrico: Permite la medición de la separación o espaciado que existe entre las discontinuidades.

Equipos útiles para tomar datos de campo:

Formatos de registro: Permite el registro de los datos de las aptitudes de la masa rocosa para su posterior análisis e interpretación.

Ábacos y tablas: Permite realizar cálculos directos de las aptitudes de la masa rocosa relacionados.

Libretas de campo: Permite mantener una secuencia acerca de los trabajos a realizar para cumplir con los objetivos de la investigación.

3.7.3. Materiales

Los materiales empleados en el trabajo de investigación son los siguientes:

Material bibliográfico: Permite tener un panorama claro acerca de las teorías que serán aplicadas para el cumplimiento de los objetivos de la investigación.



Equipo de cómputo (laptop): Herramienta básica que permitirá la redacción digital de la investigación y el uso de *software* requeridos para el cumplimiento de los objetivos de la investigación

Software: Los *software* requeridos para la presente investigación son; Word, se usara para la redacción digital de la investigación; *Unwedge*, *RocData*, *Phase2* permite analizar el comportamiento del macizo rocoso en estudio y *StopeSoft* este *software* será usado para dimensionar el Tajo Piloto.

Asesoramiento para el desarrollo de la investigación: como parte del acompañamiento en el desarrollo de la investigación se solicitó a un docente con experiencia en el diseño de excavaciones subterráneas.

3.8. Procedimiento para el cumplimiento de los objetivos

En el Capítulo II se describió la literaria relacionada con la investigación que permitirá realizar los cálculos y estos serán presentados en el Capítulo IV.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Modelo geomecánico

4.1.1. Caracterización geomecánica de la masa rocosa

Las estructuras mayores, conformadas por las fallas mencionadas en el acápite 3.2.6, presentan persistencias de decenas a centenas de metros, apertura de 1-5 mm, rellenos de panizos, brechas, cuarzo molido y óxidos de fierro, de hasta 50 cm de espesor, principalmente en la caja piso; las paredes son lisas a espejos de falla, esta última principalmente en la caja techo, muy intemperizadas y con presencia de agua en condición de mojadas a goteo.

Las estructuras menores, conformadas por diaclasas, en la masa rocosa mineralizada, presentan espaciamientos menores que 6 cm, persistencias de 3-10 m, aperturas de 0,1 – 1,0 mm, paredes ligeramente rugosas, rellenos suaves menores de 5 mm, muy intemperizadas y con presencia de agua en condiciones de húmedo a mojado. Estos resultados fueron obtenidos mediante el mapeo geomecánico por celdas desarrolladas en el nivel 3240 galería 190 SE y parte del nivel 3285, las cuales se presentan en el Anexo H.

4.1.2. Distribución de discontinuidades

Del análisis de los resultados obtenidos se señala lo siguiente: En la Veta Zorro Rojo se tienen definidos tres sistemas estructurales principales que afectan a la zona, la primera con orientación NW - SE teniendo como buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIP DIRECCION) de 67/213. Este es un sistema principal, la segunda con orientación NW – SE con DIP/DIP DIRECCION de 82/124. Sistema principal, la tercera



con orientación NE – SW con DIP/DIP DIRECCION de 70/25. Sistema principal, la cual se presentan a continuación en la Tabla 9:

Tabla 9

Principales sistemas de discontinuidades Veta Zorro Rojo.

| SET | DIP | DIP DIR |
|-----|-----|---------|
| S1 | 67 | 213 |
| S2 | 82 | 124 |
| S3 | 70 | 25 |

4.1.3. Clasificación del macizo rocoso

4.1.3.1. Índice RQD

Para la obtención del RQD se tomó datos de perforaciones diamantinas que fueron realizadas por Sierra Antapíte S.A.C. en el clavo central de la Veta Zorro Rojo. Los testigos de roca fueron inspeccionados con el fin de identificar los tipos de litología. Se determinó el porcentaje de recuperación y el índice de RQD. Los datos de perforación diamantinas se pueden apreciar en el Anexo I.

El índice de designación de la calidad de la roca RQD (Deere, 1964) provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa a partir de los testigos de la perforación diamantina. El análisis del RQD fue realizado para la roca encajonante y la veta mineralizada por separado con la finalidad de diferenciar el fracturamiento para cada dominio (ver Tabla 10).

Tabla 10

Valoración de RQD a lo largo de la estructura.

| Dominio | Mínimo | Máximo | Promedio | Índice de calidad Deere 1964 |
|----------------|---------------|---------------|-----------------|-------------------------------------|
| CT Alejada | 45,3 | 98 | 71,65 | Buena |
| CT Inmediata | 55,3 | 98 | 76,65 | Buena |
| Mineral | 5 | 69,84 | 37,42 | Pobre |
| CP Inmediata | 48,39 | 98 | 58,19 | Regular |
| CT Alejada | 61,83 | 98 | 79,91 | Buena |

4.1.3.2. Clasificación RMR Bieniawski 1989

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa, se utilizó la información desarrollada precedentemente, clasificando así en el macizo rocoso involucrada en las diferentes celdas de detalle del mapeo geotécnico mediante la utilización de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR: Valoración del macizo rocoso 1989). Los resultados de este procedimiento se encuentran en la Tabla 11 y en el Anexo H.

Tabla 11

Calidad de la masa rocosa Veta Zorro Rojo.

| Rango/Calidad | Caja piso alejada | Caja piso inmediata | Mineral | Caja techo inmediata | Caja techo alejada |
|----------------------|------------------------------|--------------------------------|----------------|---------------------------------|-------------------------------|
| Rango RMR | 55 a 70 | 40 a 55 | 31 a 40 | 25 a 35 | 55 a 70 |
| Calidad | IIIA a II | IIIB a IIIA | IVA | VB-IVA | IIIA a II |

Tomando como referencia los valores de RMR de Bieniawski 1989, podemos señalar que la calidad del macizo rocoso es: Buena (Clase II-B, RMR 61-70), Regular (Clase III-A; III-B, RMR 51-60; 41-50), Pobre: (Clase IV-A, RMR 31-40, Clase IV-B, RMR 21-30)

4.1.3.3. Zonificación geomecánica

El zoneamiento geomecánico general está dado por los rangos de calidad de la masa rocosa descritos en el acápite anterior. El macizo rocoso mineralizado constituye una zona geomecánica del dominio Mala A (DE-IVA), las cajas inmediatas otra zona geomecánica de los dominios Regular A y Regular B (DE-IIIB y DE-IIIA) en la caja piso y Mala B y Mala A (DE-IVB y DE-IIIA) en la caja techo, las cajas alejadas constituyen una zona geomecánica de los dominios Regular A y Buena (DE-IIIA y DE-II).

Tabla 12

Clasificación y Calidad del Macizo Rcoso RMR.

| Dominios Geomecánicos | RMR | Q | GSI |
|------------------------------|------------|----------|------------|
| CT Alejada | 64 | 9,87 | 59 |
| CT Inmediata | 47 | 1,23 | 42 |
| Mineral | 35 | 0,29 | 30 |
| CP Inmediata | 45 | 0,79 | 40 |
| CT Alejada | 64 | 9,87 | 59 |

Los valores del GSI fueron obtenidos relacionando el RMR de 1989, la cual procede de la siguiente manera:

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

El GSI es un parámetro de entrada en el criterio de rotura de Hoek y Brown, la cual permite estimar los parámetros de resistencia del macizo rocoso.

El Q fue calculado mediante la Correlaciones de RMR₈₉ y Q₉₄, el cual es mediante la aplicación del siguiente modelo matemático:

$$RMR_{89} = 8,2 \ln(Q_{94}) + 45,2$$



Resolviendo esta ecuación el valor de Q_{94} es calculado mediante la siguiente ecuación:

$$Q_{94} = e^{\frac{RMR_{89}-45,2}{8,2}}$$

Los resultados de los valores del índice Q se pueden apreciar en la Tabla 12.

Para la estimación del número de estabilidad de Mathews (N'), se tuvo en consideración el Q' , la cual solo se analizó para la caja techo. En donde el RQD es de 71,65 %, al factor de juntas se tiene 3 familias de discontinuidades ($J_n = 9$), el índice de rugosidad presente en las discontinuidades es de onduladas a lisas ($J_r = 1,5$), las discontinuidades es encuentran muy alteradas con rellenos de fragmentos de arcillas ($J_a = 4$).

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

$$Q' = \frac{71,65}{9} \times \frac{1,5}{4}$$

$$Q' = 2,99$$

4.1.4. Resistencia del macizo rocoso

4.1.4.1. Resistencia de la roca intacta.

Para determinar la resistencia de la roca intacta se han realizado ensayos de laboratorio, para ser más específicos ensayos de carga puntual, como se observa en la Tabla 13 y Anexo J.

Tabla 13

Resultados de los ensayos de carga puntual.

| Muestra | Is 50 (kg/cm ²) | σ_c (MPa) |
|----------------------|-----------------------------|------------------|
| Caja alejada | 41,83 | 60,5 |
| Caja piso inmediata | 24,40 | 57,38 |
| Caja Techo inmediata | 12,85 | 30,21 |
| Mineral | 19,03 | 45,60 |

4.1.4.2. Parámetros de resistencia del macizo rocoso

Para estimar los parámetros de resistencia del macizo rocoso se ha empleado el criterio de falla generalizado de Hoek y Brown haciendo uso del programa *RocData v 4.0* de la firma *RocScience*. Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad del macizo rocoso involucrada con cada dominio estructural, además de la resistencia compresiva uniaxial estimada y de la constante “mi” de la roca intacta obtenida de la experiencia en otras minas, los resultados se muestran en la Tabla 14 y Anexo D.

Uno de los parámetros importantes a considerar en la estimación de los parámetros de resistencia del macizo rocoso es el factor de disturbancia (Factor D), para este se consideró un $D = 0,5$ esto debido a que el macizo rocoso que se estudió se encuentra muy perturbado.

Tabla 14

Parámetros de resistencia de la masa rocosa Hoek y Brown.

| Sector | GSI | σ_c (MPa) | γ (MN/m ³) | mi | mb | s | a | Emr MPa | v |
|-----------------|-----|---------------------|----------------------------------|----|-------|--------|-------|------------|------|
| CT alejada | 59 | 60 | 0,026 | 20 | 2,839 | 0,0042 | 0,503 | 9752 | 0,25 |
| CT inmediata | 42 | 30 | 0,026 | 10 | 0,632 | 0,0004 | 0,510 | 2591 | 0,30 |
| Mineral | 30 | 45 | 0,026 | 10 | 0,357 | 0,0001 | 0,522 | 1590 | 0,30 |
| CP inmediata | 40 | 57 | 0,026 | 10 | 0,574 | 0,0003 | 0,511 | 3184 | 0,30 |
| CP alejada | 59 | 60 | 0,026 | 20 | 2,839 | 0,0042 | 0,503 | 9752 | 0,25 |

Donde:

- GSI : Calidad del macizo rocoso GSI
- σ_c : Resistencia compresiva uniaxial del macizo rocoso
- γ : Densidad de la roca intacta
- mi : Constante del macizo rocoso
- mb : Constante del macizo rocoso
- s y a : Constantes del macizo rocoso
- E_{mr} : Módulo de deformación del macizo rocoso
- v: Relación de Poisson del macizo rocoso.

Los parámetros de resistencia del macizo rocoso serán usados como datos de entrada para el *software Phase2*, en el cual se realizará el análisis de estabilidad controlada por esfuerzos, el cual permitirá la estimación de los valores de Factor de Resistencia que vendría ser el Factor de Seguridad.

En la Tabla 15 se detalla los parámetros de cohesión y ángulo de fricción interna del macizo rocoso, las cuales fueron obtenidas haciendo uso del programa *RocData v 4.0* de la firma *RocScience*.

Tabla 15

Parámetros de resistencia de la masa rocosa Morh Coulomb.

| Sector | Cohesión (MPa) | Angulo de fricción (°) |
|--------------|----------------|------------------------|
| CT alejada | 0,574 | 58,58 |
| CT inmediata | 0,213 | 42,37 |
| Mineral | 0,177 | 39,96 |
| CP inmediata | 0,268 | 46,33 |
| CP alejada | 0,574 | 58,58 |

4.1.5. Condiciones de agua subterránea

Las condiciones de agua subterránea en las cajas alejadas (techo y piso) son de seco a húmedo; en la caja techo inmediata de húmedo a mojado; en la caja piso inmediata de seco a húmedo y en el mineral de seco a húmedo.

4.1.6. Esfuerzos *in situ*

Para el presente estudio geomecánico, se han estimado los esfuerzos *in situ* tomando en cuenta el concepto de carga litostática (Hoek y Brown, 1980). El minado se realizará desde superficie hasta una profundidad máxima de 160 m aproximadamente.

A esta profundidad se presenta un esfuerzo vertical de 3,9 MPa, considerando que la densidad de la roca es de aproximadamente 0,026 NM/m³. Para esta etapa de minado se puede considerar el mismo valor para el esfuerzo horizontal.



4.2. Dimensionamiento del tajo piloto

En la mina Antapite se realiza el minado y la recuperación de pilares puente, con la utilización de taladros largos positivos y posterior explotación de los rellenos detríticos antiguos económicos. Para este caso es importante estimar el tamaño de los tajeos que quedaran vacíos después de la recuperación de rellenos económicos. Por ello hay la necesidad de dimensionar adecuadamente dichas excavaciones de tal modo que los tajeos sean estables durante el proceso de explotación.

En este sentido esta investigación está orientada al análisis de la caja techo, debido a que es la zona más inestable, ya que se encuentra en un estado de relajación elevada por el tiempo de exposición y el minado antiguo realizado.

Bajo esta premisa, la evaluación en este acápite está orientada a analizar las dimensiones del Tajo Piloto que servirá como un modelo para el diseño de futuros tajeos. En tal sentido, para determinar las dimensiones de los tajeos utilizamos aquí el Método Gráfico de Estabilidad (MGE).

La información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable durante el proceso de explotación.

La Tabla 16 muestra la evaluación de las dimensiones del Tajo Piloto para una altura de 39 metros y una potencia de veta de 3 m para el pilar puente. Estos datos se obtuvieron mediante software *StopeSoft*, cuyos graficas de estabilidad se pueden apreciar en el Anexo B.



Tabla 16

Evaluación de las dimensiones del tajo piloto en la caja techo.

| DE - III B | | | | |
|-------------------------|-------|-------|-------|-------|
| Altura del tajeo | 39 m | | | |
| Q' | 2,990 | 2,990 | 2,990 | 2,990 |
| Factor A | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 |
| Factor B | 0,278 | 0,278 | 0,278 | 0,278 |
| Factor C | 6,146 | 6,146 | 6,146 | 6,146 |
| N' | 5,128 | 5,128 | 5,128 | 5,128 |
| Rh | 5,42 | 7,61 | 9,22 | 10,44 |
| L (m) | 15 | 25 | 35 | 45 |
| CD | ESS | ESO | ECS | CAV |

Donde:

- L = Longitud del tajo
- Rh = Radio hidráulico
- CD = Condición de estabilidad
- ESS = Estable sin sostenimiento
- ESO = Estable con sostenimiento opcional
- ECS = Estable con sostenimiento obligatorio.
- CAV = Zona de hundimiento.

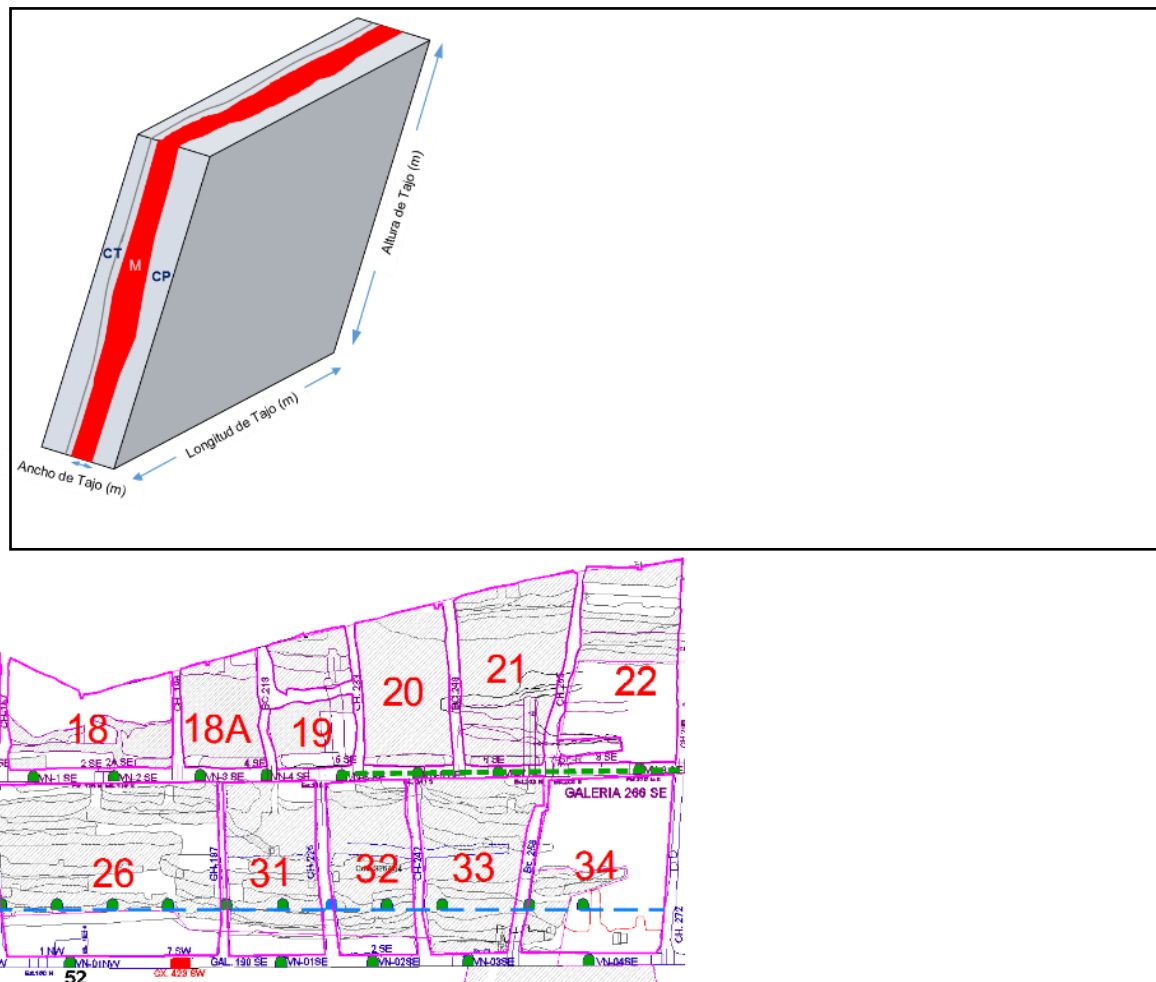
De la tabla anterior se puede apreciar que: considerando una exposición vertical de 39 m de la caja techo, este considera el tajeo completamente vacío desde el Subnivel 3240 hasta el subnivel 3285, es factible trabajar una longitud de minado de los tajeos con longitudes de 15 metros y 25 metros, bajo esa longitud el Tajo Piloto tendrá un grado de estabilidad aceptable. Considerando las condiciones del macizo rocoso se encuentra en

un estado de relajación elevada por el tiempo de exposición y el minado antiguo realizado se considera que las dimensiones más adecuadas del tajeo son cuando esta puede ser minado hasta una longitud de 15 metros. Es así que surge la necesidad de dejar *Rib Pillar* entre tajeos.

Para los cálculos de los análisis bajo este criterio se ha utilizado el *software StopeSoft*. La mina Antapite cuenta con varios sectores potenciales de explotación (Veta Zorro Rojo), como se muestra en la Figura 15.

Figura 15

Geometría del dimensionamiento de tajeos de recuperación de relleno y sección longitudinal de la zona piloto.





Así, los primeros análisis fueron realizados con anchos de tajeo relacionados a la estructura mineral del pilar puente (3 m) y la resistencia de macizo rocoso (III - B).

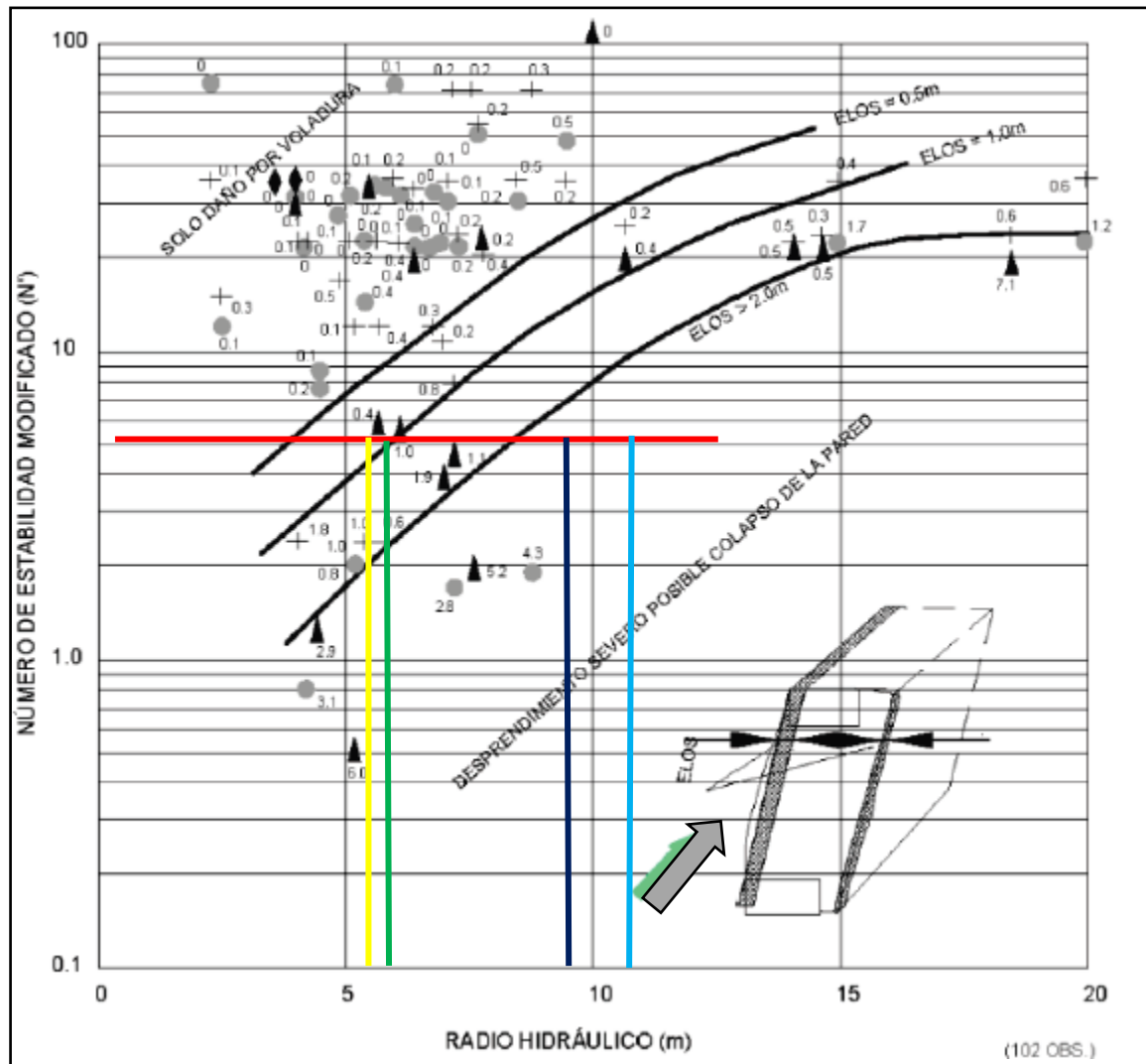
Es necesario acotar que si se tienen tajeos de longitud mayor a los 25 m, la caja techo se inestabilizará, debido a que en el minado antiguo no se utilizó sostenimiento con pernos de anclaje, cayendo bloques de roca y relleno que finalmente cerraran la ventana de extracción y el tajeo.

4.2.1. Cálculo del equivalente lineal de sobre rotura/desprendimiento (ELOS)

El valor de la sobre rotura/desprendimiento ELOS se estimó a partir de la formulación empírica de Clark, 1998 la cual relaciona el número de estabilidad de Mathews (N^*) con el valor del radio hidráulico, los valores para esta estimación se consideró datos de la Tabla 16 (Ver Figura 16).

Figura 16

Estimación empírica de desprendimiento de la caja techo del Tajo Piloto ELOS (Clark, 1998).



Fuente: Osinergmin, 2017

De acuerdo con la Figura 16 el Tajo Piloto con una longitud de minado de 15 m y 25 m se producirá un desprendimiento de la caja techo entre 0,5 m a 1 m, por otro lado para longitudes de miando de 35 m a 45 m se producirá una sobrerotira mayor a 2 m.

4.2.2. Estabilidad estructuralmente controlada

Las discontinuidades estructurales como fallas, diaclasas, estratos y otros, constituyen planos de debilidad, que al interceptarse, podrían formar cuñas o bloques rocosos en el techo y/o paredes de la excavación, presentando libertad para descolgarse,



rotar o deslizar. Por tanto, la estabilidad de las excavaciones rocosas estará condicionada por la presencia de estas cuñas o bloques, a esto es lo que se llama “estabilidad estructuralmente controlada”.

A fin de evaluar la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa en las distintas labores asociadas al minado de la Veta Zorro Rojo, principalmente en las labores de desarrollo como el caso de bypass y ventanas, en relación a las condiciones de estabilidad de las excavaciones que están asociadas al minado, se ha realizado un análisis de estabilidad estructuralmente controlada, utilizando el programa de cómputo *Unwedge* de la firma *RocScience*. Para ello se ha considerado la información desarrollada en el Acápites 4.1.2. Distribución de discontinuidades y se ha estimado la resistencia al corte de las discontinuidades.

Para este análisis se ha considerado para los accesos a la Veta Zorro Rojo, diferentes direcciones de avance puesto que las excavaciones no tienen una misma alineación debido a que sigue el rumbo de la veta del pilar puente que en muchos casos varía en forma sinusoidal. Las principales direcciones son las paralelas al rumbo de la veta y la dirección perpendicular a la misma. Se ha considerado direcciones de azimut de 124° y 128° , para el caso perpendicular el azimut es de 32° y 42° . La sección de análisis de las excavaciones fue de $2,4 \times 2,4$ m y $2,7 \times 2,7$, dimensiones que se han establecido para este tipo de minado. Si las excavaciones tienen menos altura, los análisis son también válidos.

Los resultados de los análisis realizados son presentados en el Anexo E, así como los datos de entrada y salida del programa de cómputo utilizado. A partir de estos resultados podemos manifestar que cuando se avanza de modo paralelo a la veta (azimut 124° y 128°), se formaría cuñas alargadas en el techo requiriendo para su estabilización



pernos de 5 pies de longitud y espaciados a 1,5 m para asegurar la estabilidad de los techos. Para la dirección perpendicular a la veta, se observa la formación de pequeñas cuñas que pueden ser controladas con el uso de pernos ubicados esporádicamente, en casos donde el fracturamiento sea mayor se colocara malla electrosoldada.

4.2.3. Estabilidad controlada por sus esfuerzos

Para analizar la estabilidad controlada por los esfuerzos se han realizado modelamientos numéricos esfuerzo/deformación mediante el Método de Elementos Finitos utilizando el *software Phase2 v 8.0* de la firma *RocScience*, este análisis está asociado a un perfil transversal de la Veta Zorro Rojo entre los niveles 3240 y 3285. En el modelamiento se han considerado las condiciones actuales como se encuentra la zona de estudio.

El análisis se inicia de abajo hacia arriba desde el nivel 3240 subiendo hacia el nivel. 3285. A medida que el minado progresa hacia arriba se irá observando el comportamiento de la estabilidad tanto de las cajas, principalmente el de la caja techo. El minado involucra el uso de relleno detrítico.

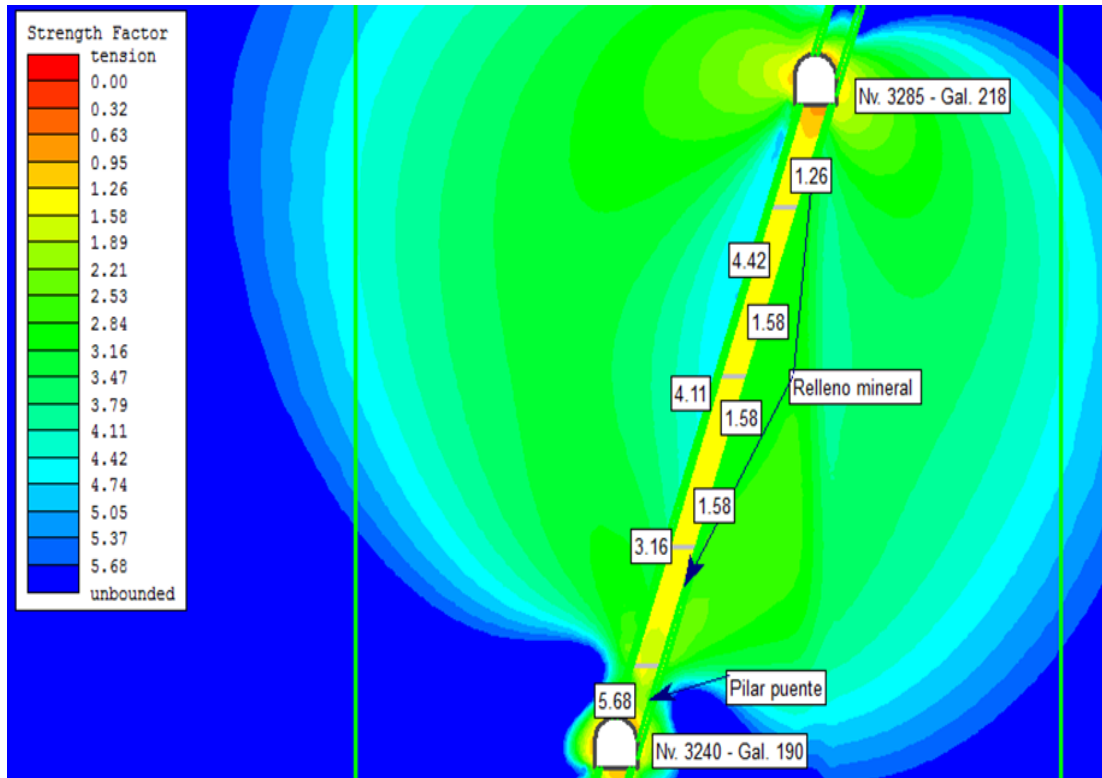
Mediante este *software Phase2* se puede determinar la opción llamada *Strength Factor* (FS), que de cierta forma viene siendo como el factor de seguridad. Para ver el comportamiento de *Strength Factor* (FS). El modelo se está dividiendo en dos fases las cuales siguen una secuencia de 20 m de altura cada una, esto incluye la recuperación de pilar puente. El análisis es realizado desde el nivel 3240 al nivel 3285. Los resultados del modelamiento numérico realizado han indicado lo siguiente:

- El *Strength Factor* (FS) en las condiciones actuales de la zona de estudio muestran que los esfuerzos inducidos tienen un borde generalmente que corresponde a la Caja techo inmediata que presenta un *Strength Factor* (FS) promedio de 3,90. Esto es

sustentado debido a que, durante la explotación antigua por el método de corte relleno ascendente, no se utilizó mucho sostenimiento.

Figura 17

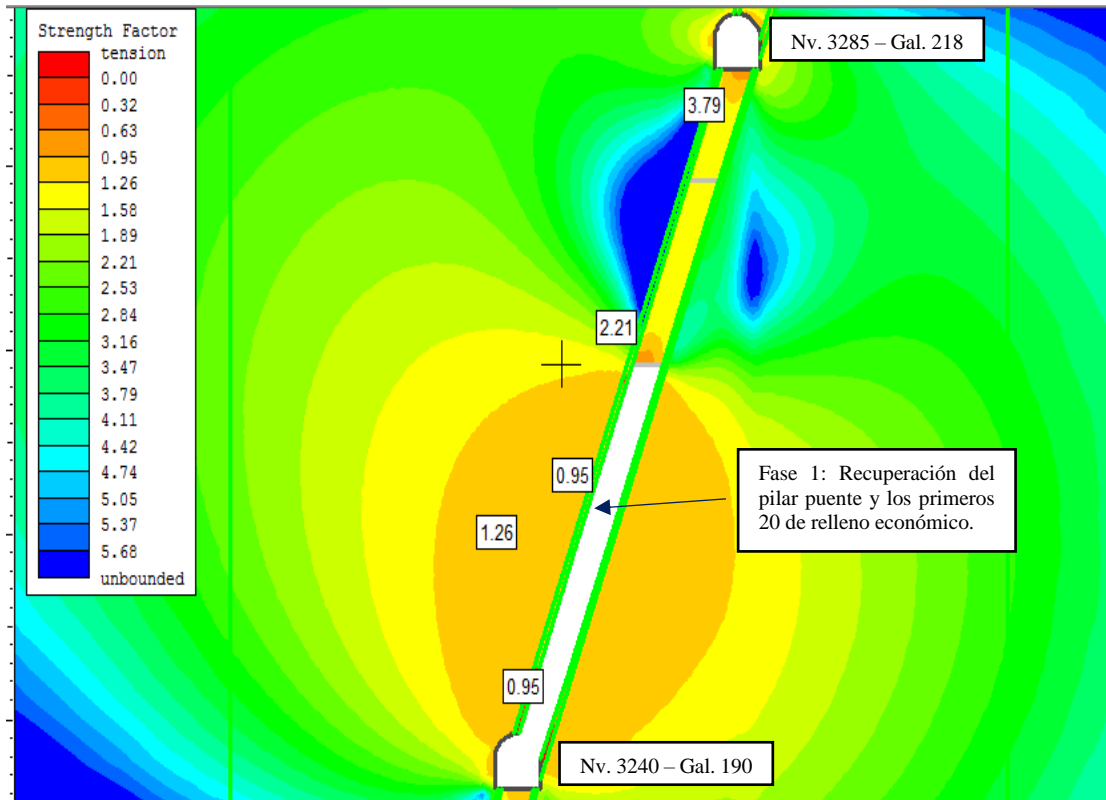
Strength Factor (FS) de las condiciones actuales de la Veta Zorro Rojo en perfil transversal.



- Al evaluar el *Strength Factor* (FS) en la primera fase que consiste en la recuperación total del relleno económico incluyendo el pilar puente, para la caja techo se obtiene valores promedio de 1,06. Esto indica que aun la caja techo se mantiene en equilibrio ya que el *Strength Factor* es ligeramente mayor a la unidad.

Figura 18

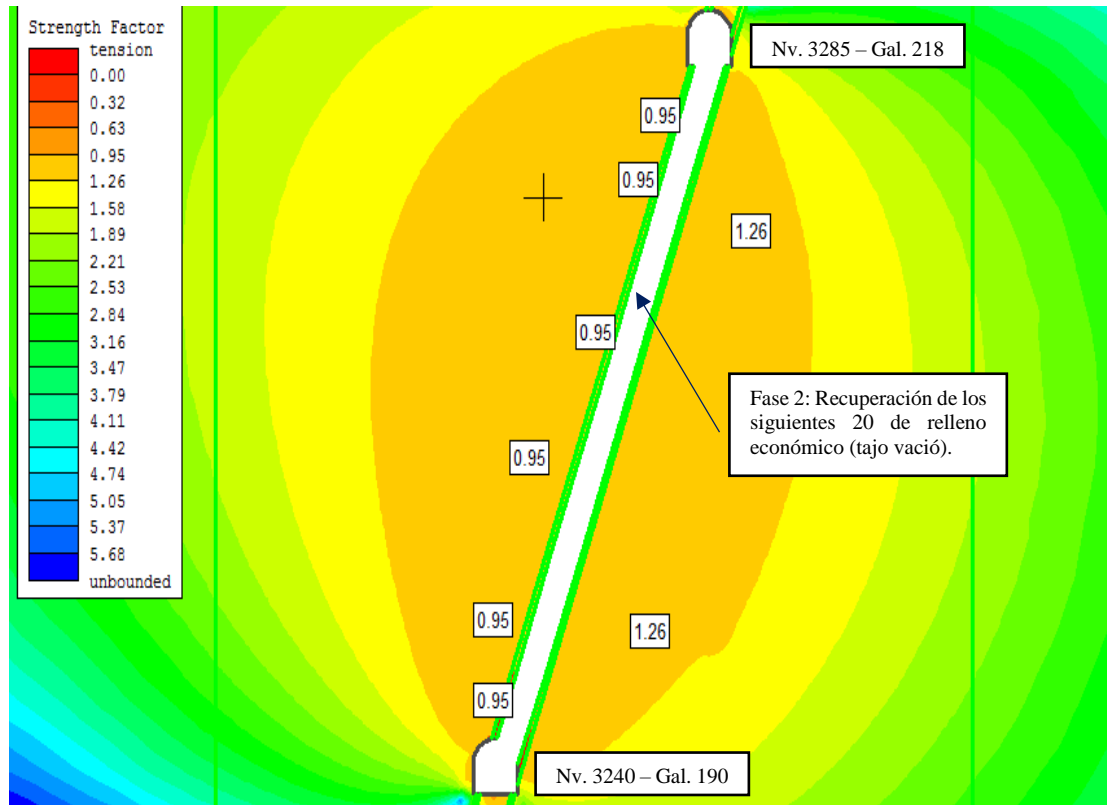
Strength Factor (FS) para la recuperación de pilar puente y una parte del relleno mineralizado.



- En la segunda fase, la evaluación del *Strength Factor (FS)* se obtienen valores promedios 0,96 lo cual indica que la caja techo es relativamente inestable, este indica la posibilidad de que parte de la caja techo se inestabilice y se mezcle con el relleno económico. Es así que, durante el proceso de explotación de algunos tajeos en la Veta Zorro Rojo, el relleno económico se extraía de mina con bloques de roca pertenecientes a la caja techo, estos bloques serán separados en la parrilla de las tovas en superficie.

Figura 19

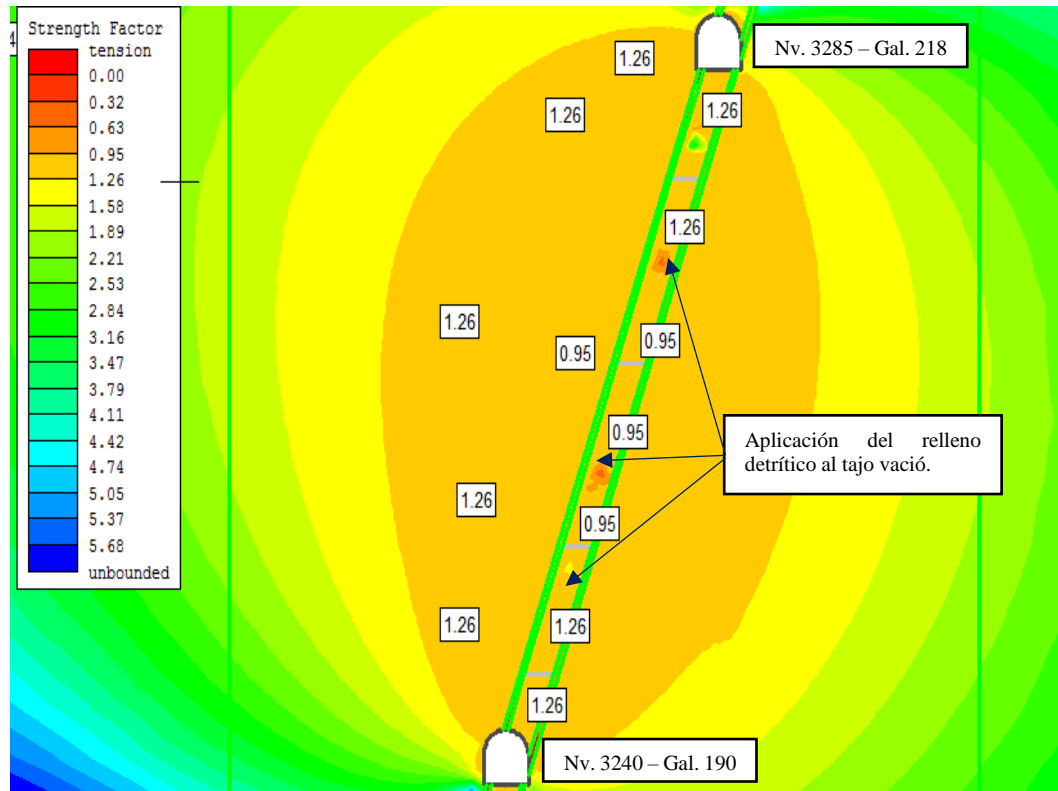
Strength Factor (FS) para la recuperación del relleno mineralizado en sus dos fases.



- Posterior a la recuperación total del relleno económico, se realiza el relleno de los tajos vacíos. Una vez realizado el sostenimiento con relleno detrítico este asegurara que la caja techo no se inestabilice en un futuro, el *Strength Factor (FS)* tiene un valor promedio de 1,15, este sería una valor aceptable tratándose de que los tajos de producción en minería subterránea son consideradas como labores temporales y según las recomendaciones de la Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinergmin, 2017), recomienda que para labores temporales el Factor de Seguridad (FS) que es como un equivalente al *Strength Factor (FS)* tenga valores que varíen entre el rango de 1,1 – 1,15.

Figura 20

Strength Factor (FS) cuando se le aplica sostenimiento al tajo mediante relleno detrítico.



4.2.4. Evaluación de secuencia de minado

El método de minado que se ha utilizado para la explotación de la Veta Zorro Rojo ha sido el “corte y relleno” ascendente con sostenimiento de puntales de madera y relleno convencional procedente de superficie y de los descajes y huecos de perro. Para ello se han construido niveles cuyas diferencias de cota varían de 45 a 62 m. La voladura fue tanto en realce como en breasting.

Como se trata ahora de recuperar el mineral aurífero que ha quedado *in situ* en esta veta y en el relleno con mineral de descaje y huecos de perro, en la actualidad se viene realizando la explotación de manera mecanizada realizando la perforación de taladros largos positivos para la recuperación de pilares puente y el relleno detrítico,



aprovechando los principios del flujo gravitacional asociado a los métodos de minado por hundimiento.

Para la recuperación de los bloques de mineral y relleno de antiguos tajos existentes entre los niveles 3240 y 3285, Sierra Antapite S.A.C. diseño:

- Bay Pass 3240 en la caja piso, paralelo a la estructura de la veta y alejado de esta unos 15 m, de 3 m de ancho por 3 m de altura, para que sirva como labor de extracción del mineral.
- Accesos (ventanas) a la veta a partir del By Pass a cada 15 m, con dimensiones similares al By Pass, para que sirvan como vías de limpieza del mineral arrancado.
- Rampa positiva de 3 m de ancho por 3 m de alto a partir del By Pass del Nivel 3240, de tal manera que llegue a la altura intermedia entre los dos niveles que delimitan el block a minar, para construir un subnivel en la estructura de la veta que servirá como labor de perforación vertical, voladura y relleno.

El bloque mineralizado existente entre dos niveles debe ser dividido en subniveles que tengan como máximo 20 metros de altura, de tal manera que quede un puente de mineral de unos 16 m en sentido del buzamiento.

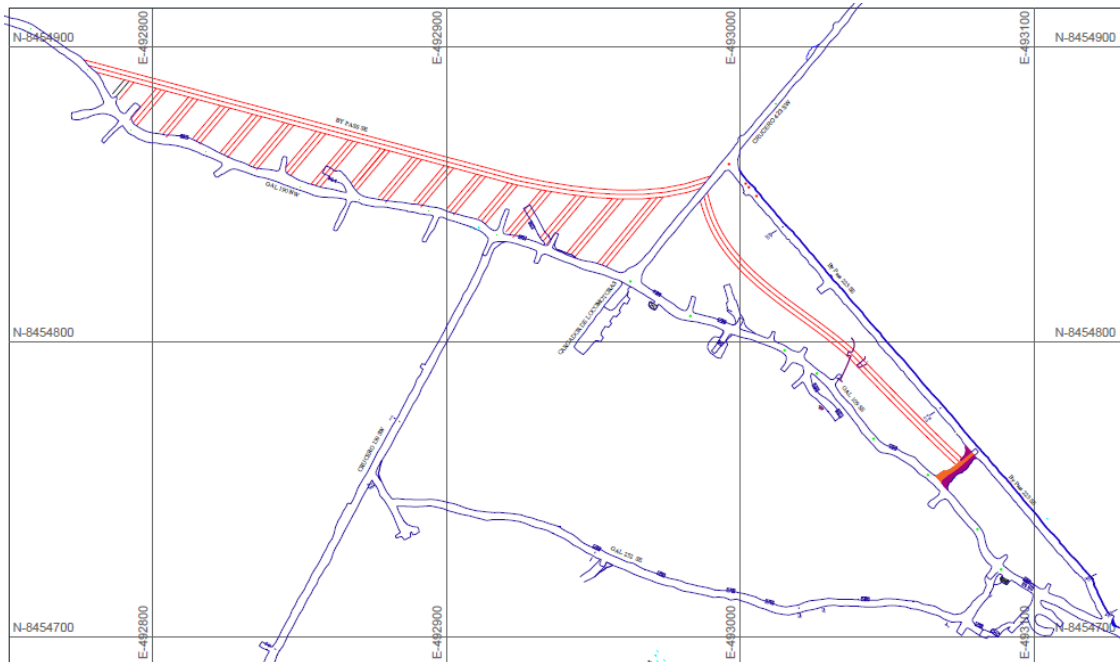
La perforación para la recuperación del pilar puente se desarrollara mediante taladros largos con pendiente positiva, esto iniciando desde el nivel inferior 3240. La malla de perforación de los bancos a minarse debe de realizarse radialmente y en sentido positivo a partir de las ventanas del subnivel inferior para minimizar el riesgo de exposición al peligro del personal y equipo.

El ciclo del minado es: perforación, voladura, limpieza del mineral y relleno. En la Figura 20 podemos apreciar el diseño del Bay Pass que ha servido como vía de acceso

al Veta Zorro Rojo entre los niveles 3240 y 3885, mientras que en la figura 21 se muestra un modelo de block de minado.

Figura 21

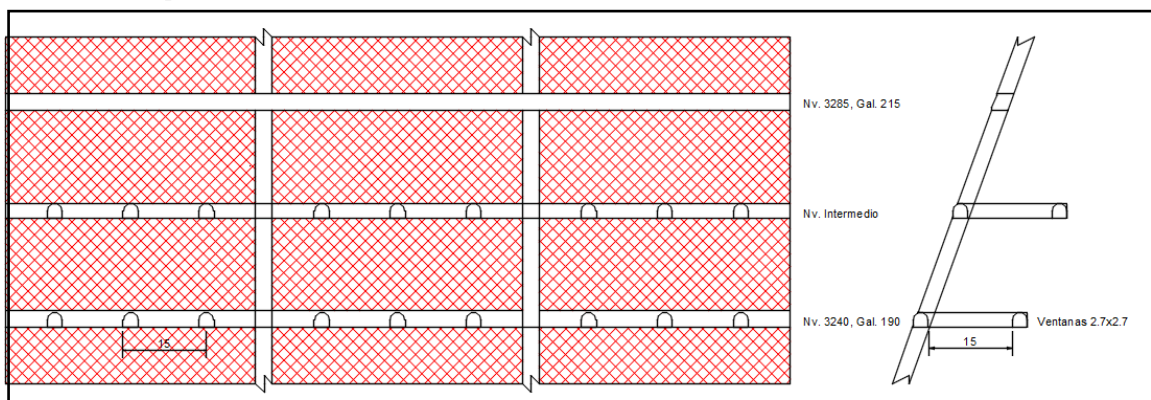
Diseño de los accesos a la veta Zorro Rojo en el Nivel 3240.



Fuente: Sierra Antapite S.A.C.

Figura 22

Propuesta de la secuencia de minado entre los niveles 3240 y 3285, subnivel intermedio y ventanas de explotación.





4.3. Discusiones

- Según Suchowerska, Merifield, Carter & Clausen (2012) en su artículo "*Prediction of underground cavity roof collapse using the Hoek–Brown failure criterion*" indica que los métodos numéricos son unos buenos indicadores para predecir el comportamiento de una excavación subterránea. El autor le pone énfasis en el análisis del comportamiento de la caja techo para evaluar la estabilidad en las etapas de minado proyectadas, enfocándonos en la caja techo, ya que es la principal zona potencial de inestabilidad y un indicador para predecir esto es el Strength Factor (FS) la cual es calculado como la relación entre la capacidad de soporte de carga de sistema y fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema. Un $FS < 1$, indica que el tajeo es inestable y habrá una mayor probabilidad de que el tajeo falle y un $FS > 1$, indica de que el tajeo es estable.

En la investigación se determinó el *Strength Factor* (FS) que viene a ser un equivalente del Factor de Seguridad (FS). Al analizar el *Strength Factor* (FS) las dos fases del Tajo Piloto la cual es analizada del nivel 3240 al nivel 3285. En la primera fase de evaluación del Strength Factor (FS) se obtiene un valor promedio de 1,06 y en la segunda fase de la evaluación se obtiene un *Strength Factor* (FS) promedio 0.96. Estos valores se encuentran en un punto de equilibrio limite, una vez sostenido el tajeo con relleno detrítico el *Strength Factor* (FS) promedio de 1,15 de esa manera el Tajo Piloto pasaría de una condición de equilibrio limite a una condición estable.

- Según Pantaleón y Carbajal (2017) en su tesis "*Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos de una mina subterránea*", sostiene que los parámetros geométricos del cuerpo mineralizado (buzamiento, ancho y potencia), así como el análisis del comportamiento estructural de las cajas, complementado con los trabajos de campo y los resultados de



laboratorio, permiten obtener parámetros representativos para dimensionar los tajeos de la veta. Para el análisis de las dimensiones de los tajeos se estima un RMR_{1989} que varía entre 48 - 52, la cual pertenece a un macizo rocos regular, y el buzamiento de la veta tiene un valor promedio de 60° , bajo estas condiciones se hace la evaluación de las dimensiones de los tajeos las cuales tendrán una altura de 30 m, un ancho de 20 m y la longitud de los tajeos varían entre 9 m, 15 m y 25 m.

En la investigación para el análisis de las dimensiones de Tajo Piloto, se tiene en consideración que el macizo rocoso pertenece a un domino estructural III – B, la cual pertenece a un macizo rocoso de regular calidad que presenta un RMR_{1989} que varía entre 41 – 50. El buzamiento promedio de la veta es de 70° , bajo estas condiciones las dimensiones del Tajo Piloto serán con una altura de 39 m, un ancho de 3 m y longitud de 15 m (tajeo estable) y 25 m (tajeo inestable). Pero por tratarse de recuperar el relleno de los tajeos antiguos, se está considerando una longitud de tajeo igual a 15 m.

- Según Reyes (2009) en su tesis “*Aplicación del método gráfico de estabilidad (MGE) para el dimensionamiento de tajeos*”, menciona que para el desarrollo del procedimiento de aplicación del Método Gráfico de Estabilidad (MGE), se debe definir las condiciones morfológicas del yacimiento, así como conocer las características geomecánicas de las estructuras mayores y menores, nos permitirá tener una buena estimación sobre la calidad del macizo rocoso. El Método Gráfico de Estabilidad (MGE) tiene restricciones de aplicación para terrenos con condiciones de altos esfuerzos, así como también en el caso de terrenos con presencia de moderada a abundante agua subterránea. Para simplificar los cálculos se puede aplicar el Software *StopSoft*.



En la investigación se considera el agua subterránea como condición húmeda y generalmente la estabilidad del Tajo Piloto estará definida por los planos de debilidad del macizo rocoso, esto indica que para el análisis numérico de esfuerzo/deformación mediante falla por gravedad y para este caso tomara el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown.



V. CONCLUSIONES

- Mediante una evaluación geomecánica adecuada del macizo rocoso comprendido entre los niveles 3240 y 3275 de la Veta Zorro Rojo en la Mina Antapite, se pudo determinar que la calidad del macizo rocoso en la caja techo pertenece a un dominio estructural regular III – B, con un RMR que varía entre 41 – 50. Se brinda mayor énfasis en el análisis de la caja techo para dimensionar adecuadamente el Tajo Piloto, ya que es zona donde se genera mayor inestabilidad.
- La evaluación de las dimensiones del tajo piloto realizado mediante el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), muestra que para una altura de 39 m de tajeo, un ancho de tajeo de 3 y una longitud del tajeo de 15 m el Tajo Piloto, se mantiene estable sin sostenimiento; mientras que, considerando la misma altura y ancho de tajo, una longitud de tajeo de 20 m el Tajo Piloto; se inestabilizará, desprendiéndose bloques de roca de la caja techo, mezclándose con relleno económico hasta cerrar la ventana de extracción. Al realizar el modelamiento numérico esfuerzo/deformación mediante el método de elementos finitos haciendo uso del software Phase2, en las condiciones iniciales del terreno se obtiene un valor Promedio de *Strength Factor* igual a 3,90, al ejecutar la primera fase del tajeo el *Strength Factor* promedio en la caja techo es de 1,06 y al ejecutar la fase del tajeo se obtiene un *Strength Factor* promedio de 0,96. Este valor es ligeramente menor que la unidad pero es indicador de que el tajeo está pasando a una condición de inestabilidad, pero al aplicar sostenimiento al tajeo mediante relleno detrítico el *Strength Factor* Promedio es 1,15, pasando así el tajeo a una condición estable. Finalmente se concluye que una longitud de 15 m de explotación brindará condiciones de estabilidad favorables para el minado, la presente investigación se limita a dimensionar el tajeo estable.



- **Conclusión final:** En la presente investigación se realizó el dimensionamiento del Tajo Piloto mediante el Método Grafico de Estabilidad de Mathews. Se concluye que para las condiciones descritas en la presente tesis de que no es posible aplicar el Método Grafico de Estabilidad de Mathews, ya que este método fue desarrollada para métodos de minado masivo. Esta conclusión es sustentada ya que el Tajo Piloto es estable bajo una longitud de minado de 15 m, esta hace que el minado sea inoperativo y si se considera la longitud de Tajeo igual a 25 m, se genera una alto grado de inestabilidad de la caja techo, la cual puede ser causante de accidentes tanto al personal y a los equipos



VI. RECOMENDACIONES

- Para mejorar los resultados en futuras investigaciones de este tipo, se recomienda un estudio de subsidencia, puesto que trata de tajeos que ya han sido explotados y las paredes de los tajeos se encuentran en un estado de relajación y la resistencia del macizo rocoso han disminuido, esto puede ser causante de la ocurrencia de subsidencias y/o hundimientos en la superficie adyacente de la explotación minera.
- Se recomienda realizar un análisis numérico tridimensional para comprender mejor el comportamiento de los tajeos y tener mayor certeza a la ocurrencia a posibles superficies de falla que podrían afectar la estabilidad de los tajeos.



VII. REFERENCIAS

- Barton, N., Lien, R. & Lunde, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. *Rock Mechanics Felsmechanik Mecanique des Roches* 6. 189-236. [10.1007/BF01239496](https://doi.org/10.1007/BF01239496).
- Barreto, F. & Sáenz, D. (2018). *Diseño geomecánico de la labor subterránea Pozos Ricos aplicando el método gráfico de estabilidad de Mathews*. (Tesis de pregrado, Universidad Privada del Norte). <http://hdl.handle.net/11537/13693>
- Berrocal, M. (2015). *Estabilidad de excavaciones subterráneas*. Ventura Graf.
- Bieniawski, Z. T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. *In Exploration for rock engineering*, proc. of the symp. 97-106, Cape Town: Balkema.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. A WILEY-INTERSCIENCE PUBLICATION.
- Deere, D. U., Hendron, A. J., Patton, F. D., & Cording, E. J. (1964). Design of surface and near-surface construction in rock. *One Mine*, 66.
- Gonzales de Vallejo, L. (2002). *Ingenieria Geológica*. (2nd ed.) Pearson Education.
- Goodman, R. (1989). *Introduction to Rock Mechanics*. (2nd ed.) Jhon Wiley & Sons.
- Heidarzadeh, S., Saeidi, A., & Rouleau, A. (2019). Evaluation of the effect of geometrical parameters on slope probability of failure in the open stoping method using numerical modeling. *International Journal of Mining Science and Technology*, 29(3), 399-408.
<https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S2095268618300521>
- Hoek, E., & Brown, E. T. (2019). The Hoek–Brown failure criterion and GSI–2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(3), 445-463. <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1674775518303846>
- Hoek, E. y Brown, E. T. (1980). *Underground excavation in rock*. CRC Press.
- NGI (2013). Using the Q-system: Rock mass classification and support design. *Allkopi AS, Oslo*, 54pp.



- Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. J. (2001). Extending the Mathews stability graph for open-stope design. *Mining Technology*, 110(1), 27-39.

<https://doi.org/10.1179/mnt.2001.110.1.27>

Mathews, K., E. Hoek, D., Wyllie & S. Stewart (1981). *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 m in hard rock*. CANMET DSS.

Molina, Y. E. (2013). *Catastro de prácticas operacionales y de diseño para la mediana minería subterránea en Chile*. (Tesis de pregrado, Universidad de Chile).

Nhleko, A. S., Tholana, T., & Neingo, P. N. (2018). A review of underground stope boundary optimization algorithms. *Resources Policy*, 56, 59-69.

<https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2017.12.004>

Nickson, S. D. (1992). *Cable support guidelines for underground hard rock mine operations* (Doctoral dissertation, University of British Columbia).

Nikbin, V., Ataee-pour, M., Shahriar, K., Pourrahimian, Y., & MirHassani, S. A. (2019). Stope boundary optimization: A mathematical model and efficient heuristics. *Resources Policy*, 62, 515-526.

<https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2018.10.007>

Osinermin. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*, 269.

Pantaleón, H. & Carabajal, C. (2017). *Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos de una mina subterránea*. (Tesis de pregrado, Pontificia Universidad Católica del Perú).

Pérez, E. R. (2015). *Modelamiento numérico de esfuerzos para métodos empíricos de estabilidad de caserones*. (Tesis de pregrado, Universidad de Chile).

Potvin, Y. (1988). *Empirical open stope design in Canada*. University of British Columbia

Priest, S. & Hudson, D. (1976). Estimation of discontinuity spacing and trace length using scan line surveys. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 138-197.



- Reyes, S. (2009). *Aplicación del método gráfico de estabilidad (MGE) para el dimensionamiento de tajeos*. (Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingenierías).
- Sheorey, P. (1994). A theory for in situ stresses in isotropic and transversely isotropic rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts*, 23-34.
- Sierra Antapite S.A.C. (2017). Evaluación de impacto ambiental de la U.E.A. Antapite.
- Sosa, J. J. (2016). *Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera Cerro Lindo – compañía minera Milpo*, (Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión).
- Steward, P. C. (2005). *Minimising dilution in narrow vein mines*. (Doctoral thesis, University of Queensland).
- Stewart, S. V., & Forsyth, W. W. (1995). The Mathew's method for open stope design. *CIM bulletin*, 88(992), 45-53.
- Suchowerska, A. M., Merifield, R. S., Carter, J. P., & Clausen, J. (2012). Prediction of underground cavity roof collapse using the Hoek–Brown failure criterion. *Computers and Geotechnics*, 44, 93-103.
<https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2012.03.014>

ANEXOS

ANEXO A: Matriz de consistencia

| PROBLEMA | OBJETIVOS | HIPÓTESIS | VARIABLES | METODOLOGIA |
|---|--|--|--|---|
| <p>PROBLEMA GENERAL</p> <p>¿Cuál es el dimensionamiento o geomecánico en base a la caracterización del macizo rocoso de la veta angosta del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite?.</p> <p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS</p> <p>a) ¿Cuál es la calidad del macizo rocoso del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la veta angosta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite?.</p> <p>¿Cuál es el dimensionamiento o geomecánico del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite?.</p> | <p>OBJETIVO GENERAL</p> <p>Realizar el dimensionamiento o geomecánico en base a la caracterización del macizo rocoso de la veta angosta del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite.</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICO</p> <p>a) Determinar la calidad del macizo rocoso del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la veta angosta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite.</p> <p>b) Realizar el dimensionamiento o geomecánico del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite.</p> | <p>HIPÓTESIS GENERAL</p> <p>El dimensionamiento o geomecánico en base a la caracterización del macizo rocoso mejorara las condiciones de estabilidad del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la veta angosta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite.</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICOS</p> <p>a) La calidad del macizo rocoso del Tajo Piloto entre los niveles 3240 y 3285 de la veta Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite se encuentra en el rango de <41 - 50> según la clasificación geomecánica de Bieniawski 1989.</p> <p>b) La determinación de las dimensiones del Tajeo Piloto entre los niveles 3242 y 3285 de la Veta Zorro Rojo en la Unidad Minera Antapite, permitirá tener un tajeo físicamente estable.</p> | <p>VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>Calidad del macizo rocoso</p> <p>VARIABLE DEPENDIENTE</p> <p>Dimensionamiento del tajeo.</p> <p>Estabilidad física del tajeo.</p> | <p>TIPO DE INVESTIGACION</p> <p>Explicativo y aplicativo.</p> <p>NIVEL DE INVESTIGACION</p> <p>Descriptivo y explicativo.</p> <p>MÉTODO</p> <p>Descriptivo y explicativo.</p> <p>DISEÑO</p> <p>Investigación por objetivos</p> <p>POBLACION</p> <p>Unidad Minera Antapite S.A.C.</p> <p>MUESTRA</p> <p>Veta Zorro Rojo Nv. 1240 y Nv. 1285</p> <p>TÉCNICA</p> <p>Mapeo geomecánico Determinación de dominios geomecánicos</p> <p>INSTRUMENTOS</p> <p>Brújula Wincha Picota de geólogo Tablas y ábacos Software RockScience Software StopeSoft</p> |

ANEXO B: Evaluación del número de estabilidad de Mathews del Tajo Piloto para una altura de 39 m y una potencia de mineral de 3 m mediante el Software StopeSoft.

Direct Factor Input

File

Input

RQD : 45 Workplace : Zorro Rojo_C.Techo_IIB_3240 y 3285
 Depth : 160
 UCS : 60 Critical Joint Dip* : 70
 Joint Set Number : 3 Critical Joint Dip Direction* : 213
 Joint Roughness : 1.5 Excavation Dip* : 72
 Joint Alteration : 4 Excavation Dip Direction* : 212
 Failure Mechanism : gravity fall * degrees

Sizing

Surface Slope Dimensions (m)

Back Slope Width : 3
 H/W or F/W Slope Height : 39
 Wall (primary)* Slope Strike Length : 15
 Wall (secondary) Pillar Strike Length : 1000
 *WALL = END, in longitudinal case

Factors

Q' : 5.625 A : 1.000 B : 0.278 C : 6.146 [Update]

[Backward] [Forward]

Direct Factor Input

File

Input

RQD : 45 Workplace : Zorro Rojo_C.Techo_IIB_3240 y 3285
 Depth : 160
 UCS : 60 Critical Joint Dip* : 70
 Joint Set Number : 3 Critical Joint Dip Direction* : 213
 Joint Roughness : 1.5 Excavation Dip* : 72
 Joint Alteration : 4 Excavation Dip Direction* : 212
 Failure Mechanism : gravity fall * degrees

Sizing

Surface Slope Dimensions (m)

Back Slope Width : 3
 H/W or F/W Slope Height : 39
 Wall (primary)* Slope Strike Length : 25
 Wall (secondary) Pillar Strike Length : 1000
 *WALL = END, in longitudinal case

Factors

Q' : 5.625 A : 1.000 B : 0.278 C : 6.146 [Update]

[Backward] [Forward]

Longitudinal Slope

Information Stability Graph Bolt Density Bolt Length

Input

Work Place - Zorro Rojo_C.Techo_IIB_3240 y 3285
 Slope Type - longitudinal Slope Dimensions (m) : Width (W) - 3.00
 Surface - H/W or F/W Height (H) - 39.00
 Depth (m) - 160.0 Strike Length (Lo) - 15.00
 UCS (MPa) - 60.0 Pillar Strike Length (Lp) - 1000.00
 RQD - 45.00 Excavation : Dip Angle (Deg) - 72.00
 Joint Set Number - 3.00 Critical Joint : Dip Angle (Deg) - 70.00
 Joint Roughness - 1.50 Dip Direction (Deg) - 213.00
 Joint Alteration - 4.00 Failure Mode - gravity

Output

Stability Number, N' - 9.61 A Factor - 1.000 B Factor - 0.278
 Rock Mass Quality, Q' - 5.63 C Factor - 6.146

Shape Factor (m) - 5.42 Primary Stopes Secondary Stopes

Cable Density Lower Bound - density < 0.1 bolts/m² (m²/bolt) -
 Upper Bound - cables effective (m²/bolt) - 6.42

Cable Length Upper Bound - cables effective (m) - 10.7

[Print] [Backward] [Forward]

Longitudinal Slope

Information Stability Graph Bolt Density Bolt Length

Input

Work Place - Zorro Rojo_C.Techo_IIB_3240 y 3285
 Slope Type - longitudinal Slope Dimensions (m) : Width (W) - 3.00
 Surface - H/W or F/W Height (H) - 39.00
 Depth (m) - 160.0 Strike Length (Lo) - 25.00
 UCS (MPa) - 60.0 Pillar Strike Length (Lp) - 1000.00
 RQD - 45.00 Excavation : Dip Angle (Deg) - 72.00
 Joint Set Number - 3.00 Critical Joint : Dip Angle (Deg) - 70.00
 Joint Roughness - 1.50 Dip Direction (Deg) - 213.00
 Joint Alteration - 4.00 Failure Mode - gravity

Output

Stability Number, N' - 9.61 A Factor - 1.000 B Factor - 0.278
 Rock Mass Quality, Q' - 5.63 C Factor - 6.146

Shape Factor (m) - 7.62 Primary Stopes Secondary Stopes

Cable Density Lower Bound - density < 0.1 bolts/m² (m²/bolt) -
 Upper Bound - cables effective (m²/bolt) - 4.18

Cable Length Upper Bound - cables effective (m) - 14.5

[Print] [Backward] [Forward]

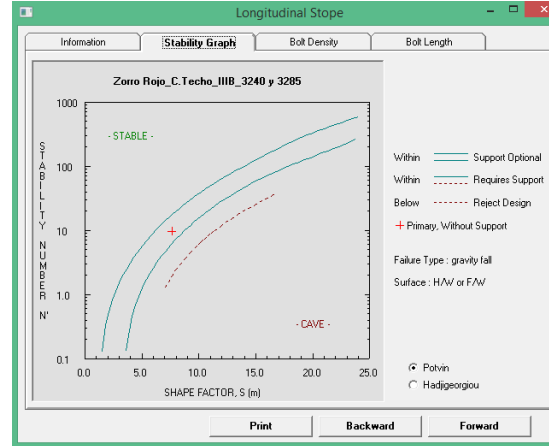
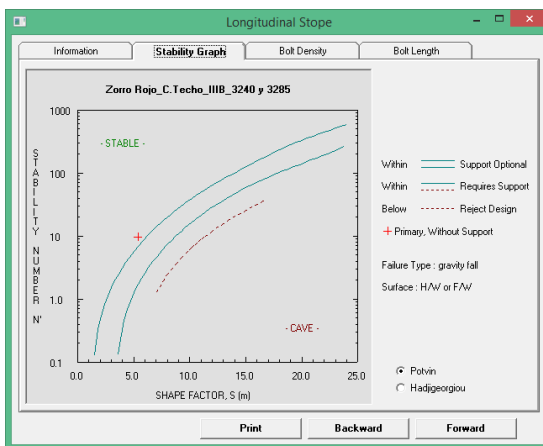


Figura 1: Evaluación del número de estabilidad N para una longitud de tajo de 15 m.

Figura 2: Evaluación del número de estabilidad N para una longitud de tajo de 25 m.

Direct Factor Input

File

Input

RQD : 45 Workplace : Zorro Rojo_C.Techo_IIB_3240 y 3285
 Depth : 160
 UCS : 60 Critical Joint Dip* : 70
 Joint Set Number : 3 Critical Joint Dip Direction* : 213
 Joint Roughness : 1.5 Excavation Dip* : 72
 Joint Alteration : 4 Excavation Dip Direction* : 212
 Failure Mechanism : gravity fall * degrees

Sizing

Surface

Back
 H/W or F/W
 Wall (primary)*
 Wall (secondary)

Stope Dimensions (m)

Stope Width : 3
 Stope Height : 39
 Stope Strike Length : 35
 Pillar Strike Length : 1000

*WALL = END, in longitudinal case

Factors

Q' : 5.625 A : 1.000 B : 0.278 C : 6.146 Update

Backward Forward

Direct Factor Input

File

Input

RQD : 45 Workplace : Zorro Rojo_C.Techo_IIB_3240 y 3285
 Depth : 160
 UCS : 60 Critical Joint Dip* : 70
 Joint Set Number : 3 Critical Joint Dip Direction* : 213
 Joint Roughness : 1.5 Excavation Dip* : 72
 Joint Alteration : 4 Excavation Dip Direction* : 212
 Failure Mechanism : gravity fall * degrees

Sizing

Surface

Back
 H/W or F/W
 Wall (primary)*
 Wall (secondary)

Stope Dimensions (m)

Stope Width : 3
 Stope Height : 39
 Stope Strike Length : 45
 Pillar Strike Length : 1000

*WALL = END, in longitudinal case

Factors

Q' : 5.625 A : 1.000 B : 0.278 C : 6.146 Update

Backward Forward

Longitudinal Stope

Information Stability Graph Bolt Density Bolt Length

Input

Work Place - Zorro Rojo_C.Techo_IIB_3240 y 3285
 Stope Type - longitudinal Stope Dimensions (m) : Width (W) - 3.00
 Surface - H/W or F/W Height (H) - 39.00
 Depth (m) - 160.00 Strike Length (Ls) - 35.00
 UCS (MPa) - 60.00 Pillar Strike Length (Lp) - 1000.00
 RQD - 45.00 Excavation : Dip Angle (Deg) - 72.00
 Dip Direction (Deg) - 212.00
 Joint Set Number - 3.00 Critical Joint : Dip Angle (Deg) - 70.00
 Dip Direction (Deg) - 213.00
 Joint Roughness - 1.50
 Joint Alteration - 4.00 Failure Mode - gravity

Output

Stability Number, N' - 9.61 A Factor - 1.000 B Factor - 0.278
 Rock Mass Quality, Q' - 5.63 C Factor - 6.146
 Shape Factor (m) - 9.22 Primary Stopes Secondary Stopes
 Cable Density Lower Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 7.35
 Upper Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 3.63
 Cable Length Upper Bound - cables effective
 (m) - 17.2

Print Backward Forward

Longitudinal Stope

Information Stability Graph Bolt Density Bolt Length

Input

Work Place - Zorro Rojo_C.Techo_IIB_3240 y 3285
 Stope Type - longitudinal Stope Dimensions (m) : Width (W) - 3.00
 Surface - H/W or F/W Height (H) - 39.00
 Depth (m) - 160.00 Strike Length (Ls) - 45.00
 UCS (MPa) - 60.00 Pillar Strike Length (Lp) - 1000.00
 RQD - 45.00 Excavation : Dip Angle (Deg) - 72.00
 Dip Direction (Deg) - 212.00
 Joint Set Number - 3.00 Critical Joint : Dip Angle (Deg) - 70.00
 Dip Direction (Deg) - 213.00
 Joint Roughness - 1.50
 Joint Alteration - 4.00 Failure Mode - gravity

Output

Stability Number, N' - 9.61 A Factor - 1.000 B Factor - 0.278
 Rock Mass Quality, Q' - 5.63 C Factor - 6.146
 Shape Factor (m) - 10.45 Primary Stopes Secondary Stopes
 Cable Density Lower Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 6.36
 Upper Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 3.39
 Cable Length Upper Bound - cables ineffective
 (m) -

Print Backward Forward

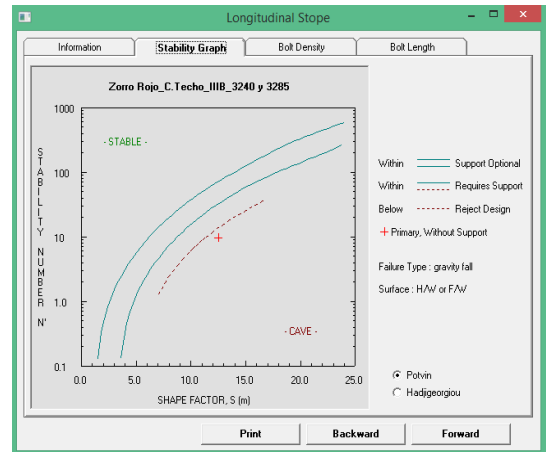
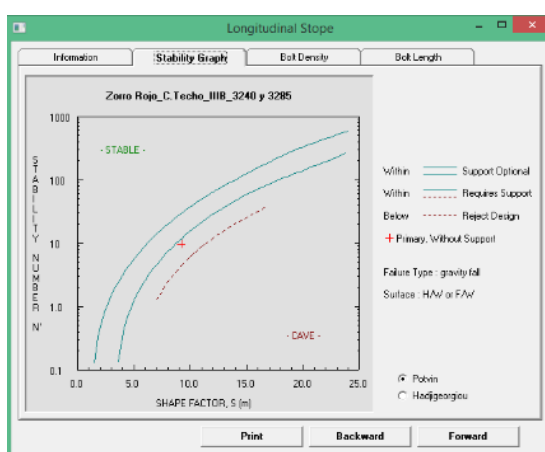


Figura 3: Evaluación del número de estabilidad N para una longitud de tajo de 35 m.

Figura 4: Evaluación del número de estabilidad N para una longitud de tajo de 45 m.

ANEXO C: Proyección estereográfica y determinación de las principales familias de discontinuidades.

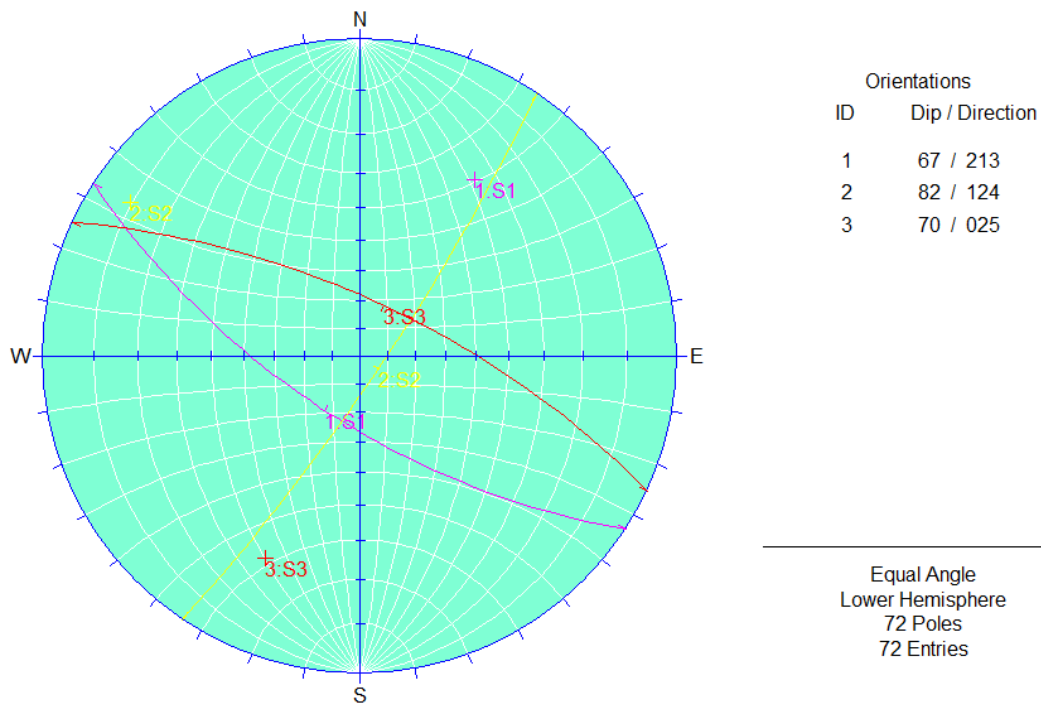


Figura 1: Diagrama estereográfico de planos de los sistemas principales de estructuras de la Veta Zorro Rojo y accesos

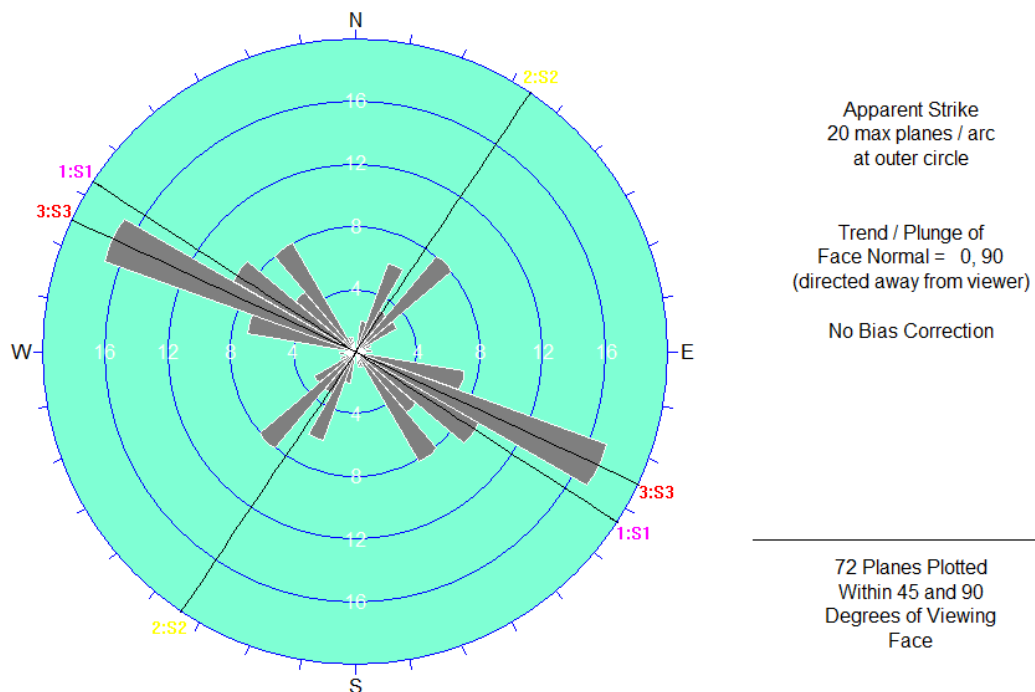


Figura 2: Diagrama de rosetas de los sistemas principales de estructuras. Orientación de los sistemas principales de la zona con respecto a la orientación de las ventanas y by pass para el ingreso a la Veta Zorro Rojo.

ANEXO D: Calculo de los parámetros de resistencia del macizo rocoso mediante el Software RocData v 4.0.

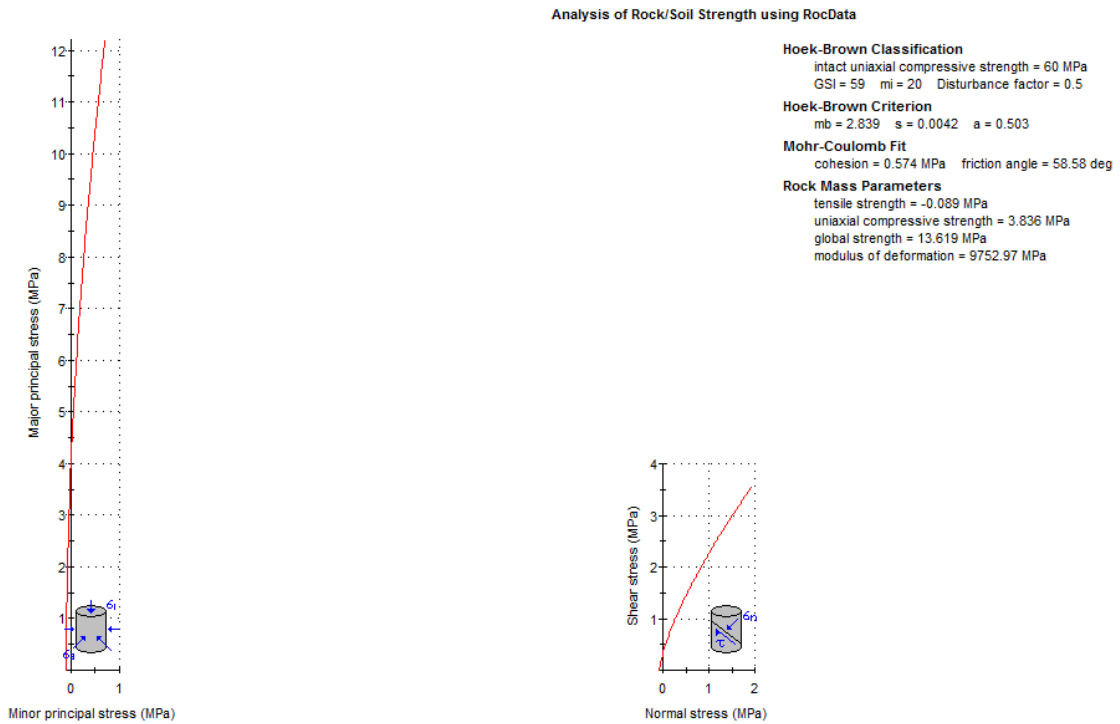


Figura 1: Parámetros de resistencia del macizo rocoso Caja Techo Alejada.

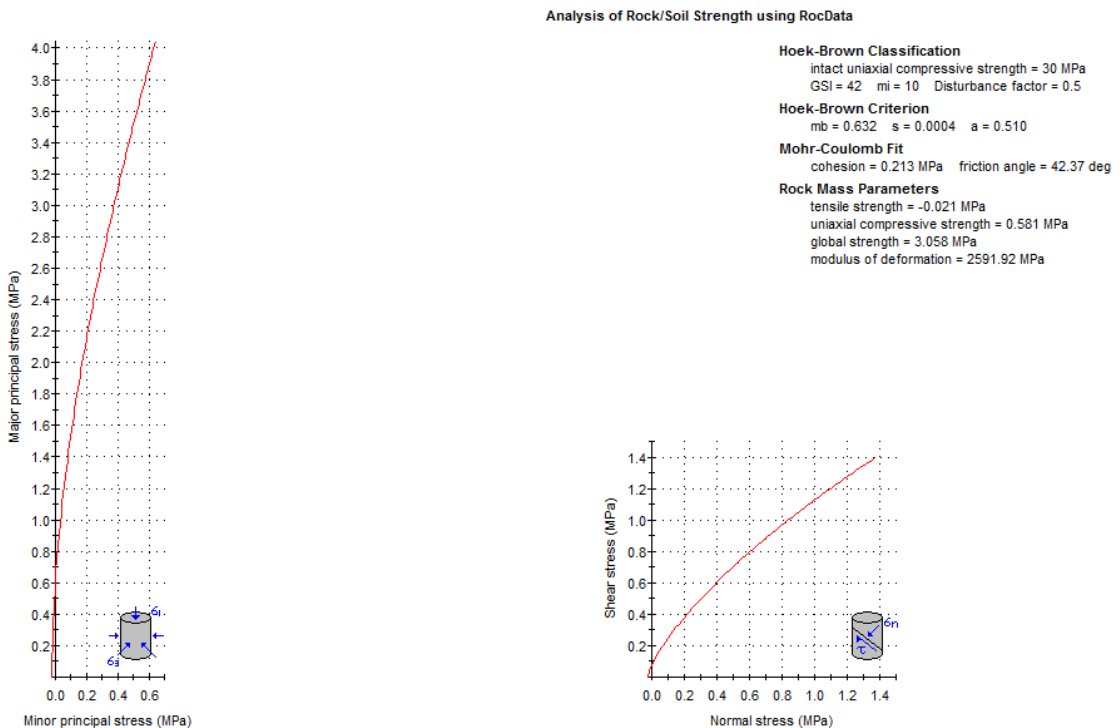


Figura 2: Parámetros de resistencia del macizo rocoso Caja Techo Inmediata.

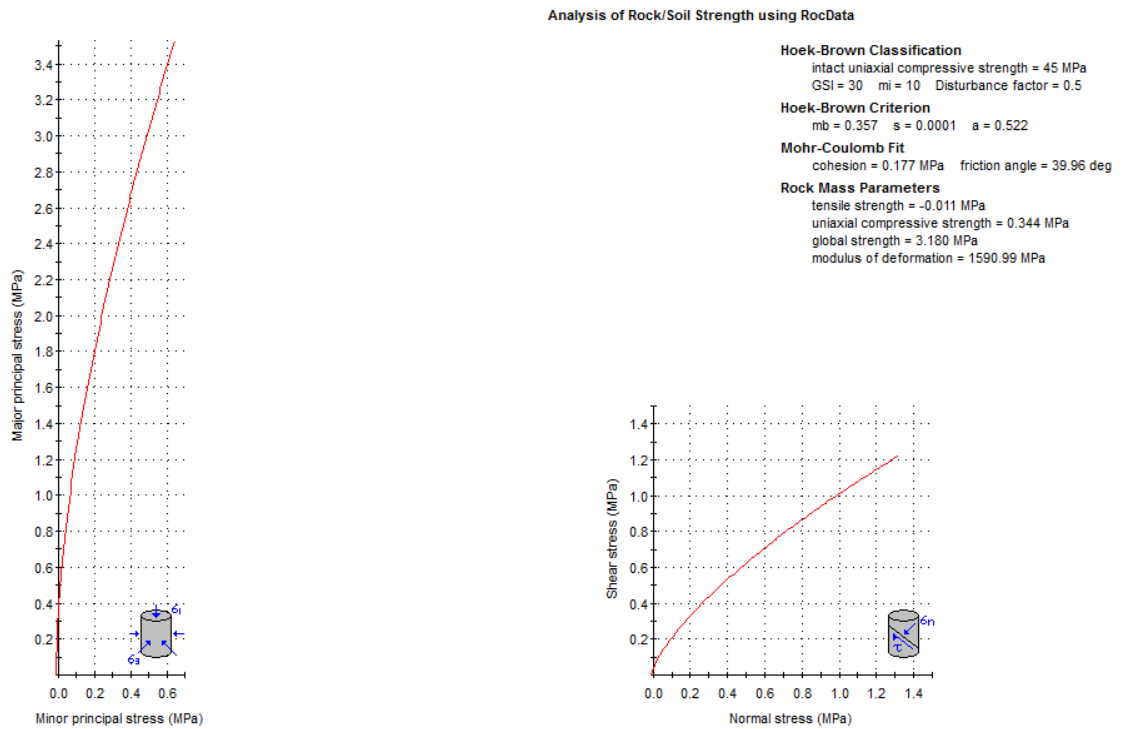


Figura 3: Parámetros de resistencia del mineral.

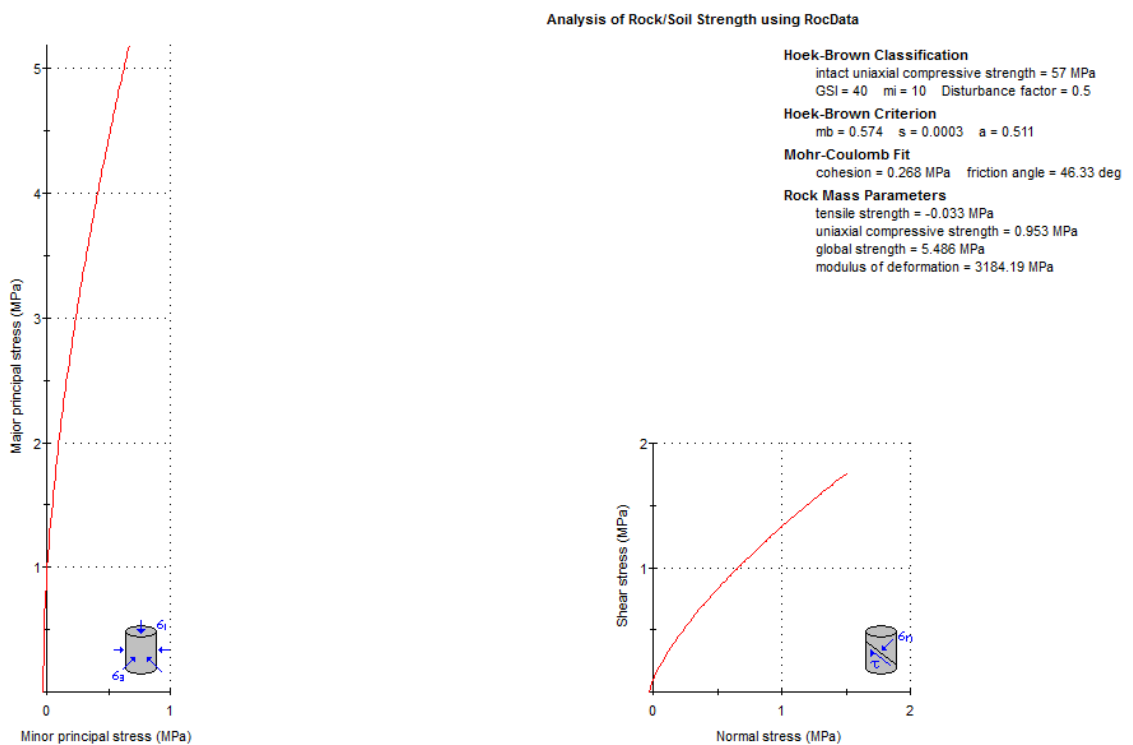


Figura 4: Parámetros de resistencia del macizo rocoso Caja Piso Inmediata.

ANEXO E: Análisis de estabilidad estructuralmente controlada mediante el SOFTWARE UNWEDGE v 3.0.

Veta Zorro Rojo y Accesos

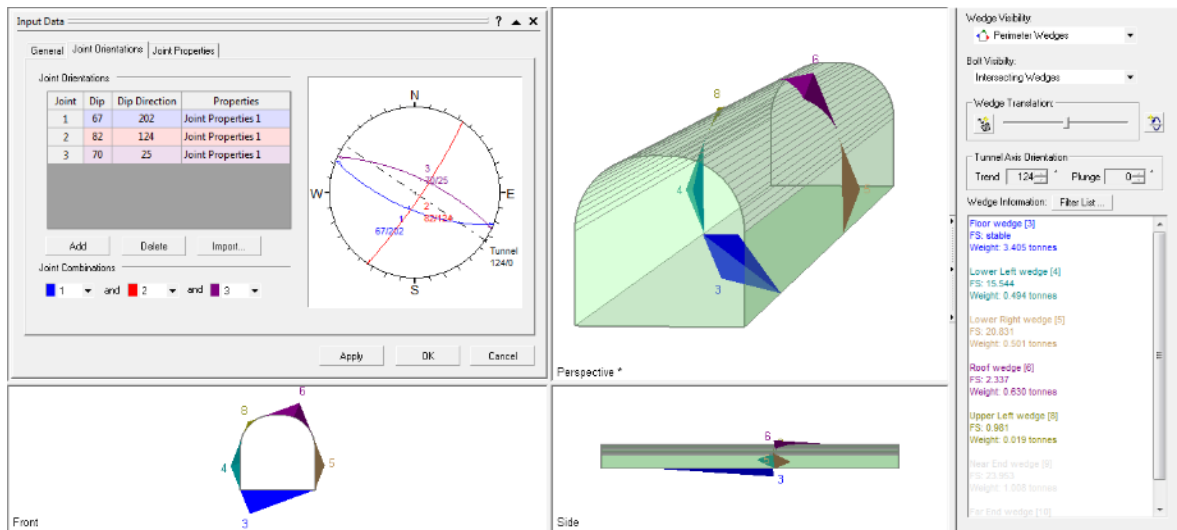


Figura 1: Análisis de estabilidad de cuñas formadas para labores con alineamiento paralelo a la veta mineralizada. La excavación tiene 2.7 m de ancho y 2.7 m de altura. Se observa la formación de cuñas medianas y alargadas en el techo que se muestran inestables. Las cuñas formadas en las paredes se muestran estables.

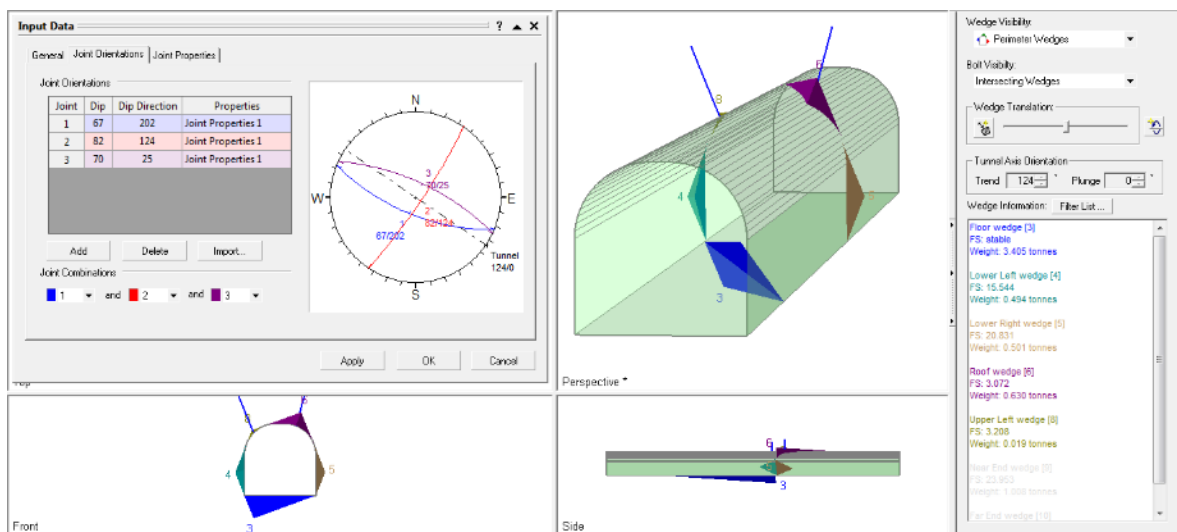


Figura 2: La estabilización de las cuñas inestables en el techo son controlados con el uso de pernos de 5 pies de longitud ubicados sistemáticamente cada 1.5 m, en zonas de menor calidad de roca se utilizara malla electrosoldada.

Ventanas

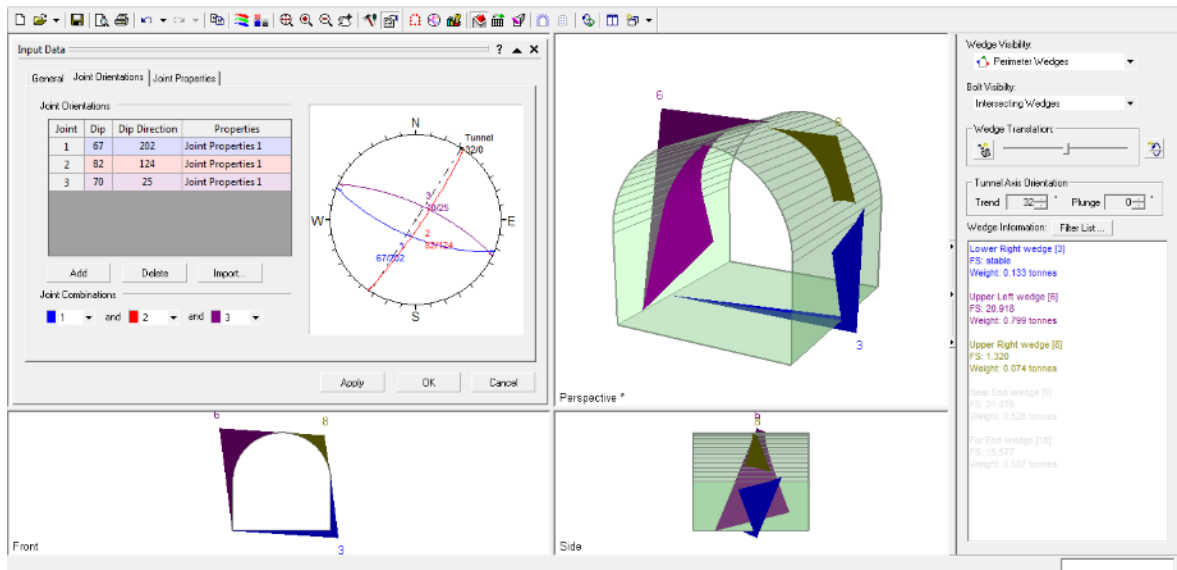


Figura 3: Análisis de estabilidad de cuñas formadas para labores con alineamiento perpendicular a la veta con sección de 2.4m de ancho y 2.4m de alto de excavación. Se observa la formación de cuñas pequeñas en el techo que son estables. Las cuñas de las paredes son estables.

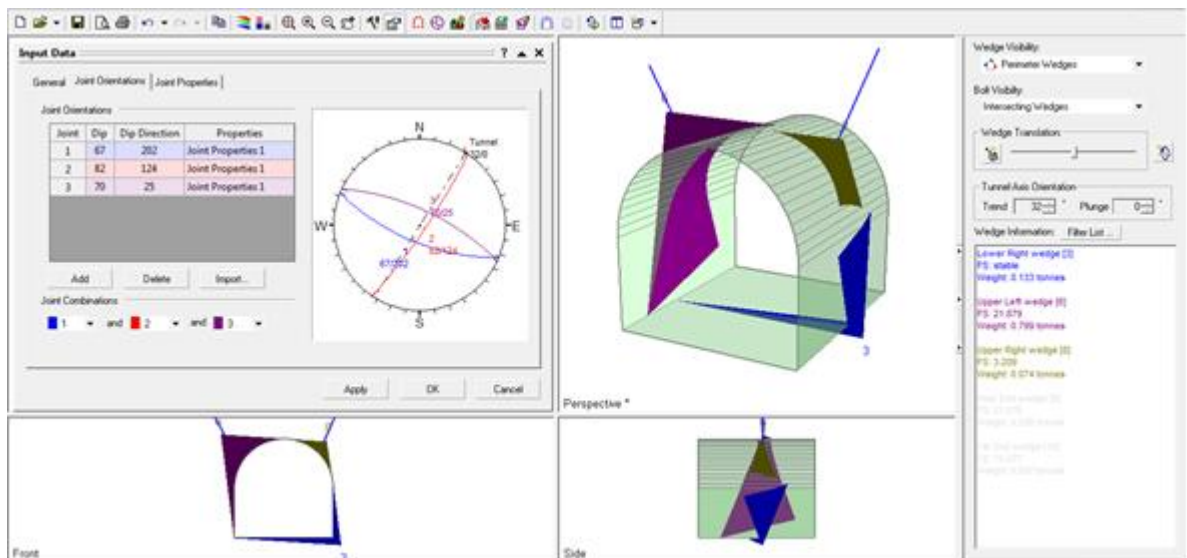


Figura 4: Para un mejor control de estabilización de las cuñas en el techo se puede controlar con adecuado desatado o la colocación de pernos ubicados esporádicamente según la necesidad, si se presente con mayor formación se cuñas se colocaran split set sistemático con malla electrosoldada.

ANEXO F: Perfil transversal de la Veta Zorro Rojo Nv. 3240 al Nv. 3285.

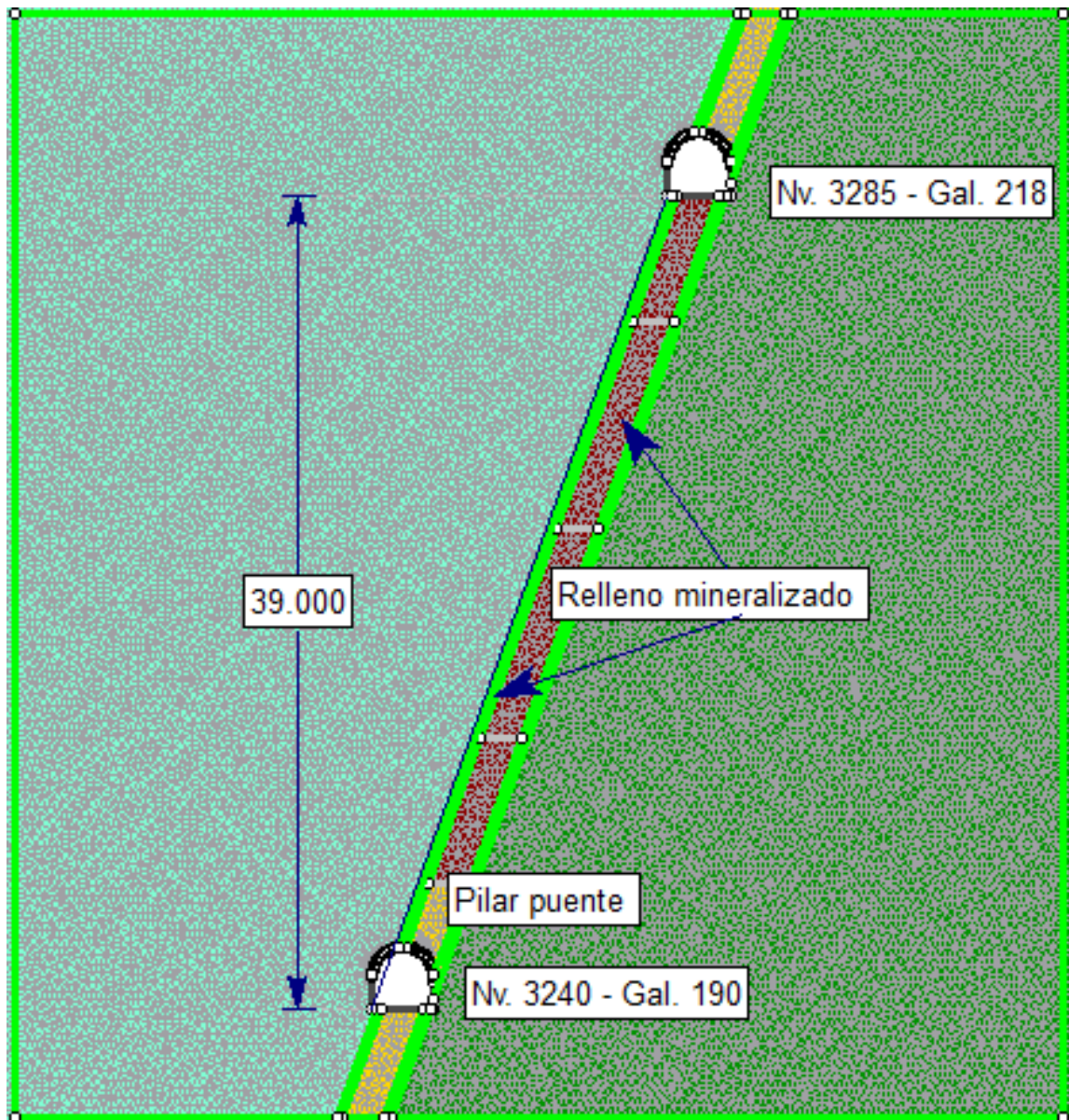


Figura 1: Modelo del perfil transversal de la Veta Zorro para el análisis numérico mediante el Método de Elementos Finitos aplicando el Software PHASE2 V 8.



ANEXO G: Datos estructurales nivel 3240, Galería 190 SE.

| N° | DIP | DIP DIR | N° | DIP | DIP DIR |
|-----------|------------|----------------|-----------|------------|----------------|
| 1 | 75 | 26 | 37 | 64 | 22 |
| 2 | 62 | 231 | 38 | 81 | 151 |
| 3 | 79 | 143 | 39 | 63 | 199 |
| 4 | 72 | 31 | 40 | 71 | 29 |
| 5 | 65 | 243 | 41 | 80 | 123 |
| 6 | 83 | 175 | 42 | 65 | 221 |
| 7 | 65 | 25 | 43 | 72 | 13 |
| 8 | 50 | 290 | 44 | 81 | 126 |
| 9 | 78 | 250 | 45 | 67 | 217 |
| 10 | 70 | 287 | 46 | 67 | 20 |
| 11 | 73 | 135 | 47 | 79 | 135 |
| 12 | 81 | 148 | 48 | 69 | 231 |
| 13 | 68 | 25 | 49 | 72 | 18 |
| 14 | 65 | 205 | 50 | 85 | 114 |
| 15 | 79 | 118 | 51 | 70 | 225 |
| 16 | 63 | 208 | 52 | 72 | 11 |
| 17 | 67 | 31 | 53 | 80 | 137 |
| 18 | 83 | 112 | 54 | 68 | 232 |
| 19 | 69 | 231 | 55 | 71 | 33 |
| 20 | 71 | 41 | 56 | 84 | 139 |
| 21 | 80 | 136 | 57 | 69 | 198 |
| 22 | 67 | 218 | 58 | 73 | 29 |
| 23 | 75 | 18 | 59 | 80 | 137 |
| 24 | 79 | 105 | 60 | 70 | 230 |
| 25 | 65 | 231 | 61 | 68 | 14 |
| 26 | 74 | 21 | 62 | 83 | 110 |
| 27 | 80 | 224 | 63 | 65 | 234 |
| 28 | 66 | 215 | 64 | 71 | 37 |
| 29 | 68 | 41 | 65 | 79 | 132 |
| 30 | 78 | 138 | 66 | 70 | 205 |
| 31 | 68 | 201 | 67 | 71 | 21 |
| 32 | 73 | 29 | 68 | 81 | 117 |
| 33 | 85 | 236 | 69 | 68 | 203 |
| 34 | 67 | 216 | 70 | 69 | 29 |
| 35 | 65 | 39 | 71 | 83 | 128 |
| 36 | 88 | 145 | 72 | 65 | 209 |

ANEXO H: Mapeo geomecánico por celdas Veta Zorro Rojo nivel 3240, galería 190 SE.

| DATOS DE MAPEO GEOMECANICO | | LUGAR: | | V01 SE (CAJA PISO) | | POR: ACM | | |
|---|--|--|-------------------------|----------------------|-----------|-------------------|------------|----|
| UNIDAD MINERA ANTAPITE | | NIVEL: | | 3240 | | FECHA: 03/02/2019 | | |
| Veta Zorro Rojo | | LABOR: | | | | HOJA: | | |
| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | | | | | | | |
| Nº ESTACION | ORIENTACION DE LA CARA | | TRAMO | | PARAMETRO | RANGO DE VALORES | | |
| | RUMBO. | BUZAMIENTO | DESDE | HASTA | | VALOR ESTIMADO | VALOR ACI. | |
| 1 | | | | | | | | |
| TIPO DE ROCA | | | | | | | | |
| | | % | B | % | | | | |
| | | | | FRECUENCIA FRACTURA | | | | |
| | | | | Nº Fract./m. | | | | |
| TIPO | ORIENTACION | ESPACIAMIENTO | | RELLENO | | COMENTARIOS | | |
| DIR. BUZAM. | BUZAMIENTO | TIPO | ESPESOR | | | | | |
| D 215 | 70 | 5 | Oz. Arc. lm 5 mm - 1 cm | | | | | |
| D 215 | 75 | 5 | Oz. Arc. lm 5 mm - 1 cm | | | | | |
| R. COMPRESION UNIAXIAL (MPa) | | | | | | | | |
| | | >250 | (15) | 100-250 | (12) | 50-100 | (7) | |
| | | 90-100 | (20) | 75-90 | (17) | 50-75 | (13) | |
| | | <2 | (20) | 0.6-2 | (15) | 0.2-0.6 | (10) | |
| | | <4m long. | (6) | 1-3 m long. | (4) | 3-10m | (2) | |
| | | Cerrada | (6) | <0.1mm part. | (5) | 0.1-1.0mm | (4) | |
| | | Muy rugosa | (6) | Rugosa | (5) | Lig. rugosa | (3) | |
| | | Limpia | (6) | Duro <5mm | (4) | Duro <5mm | (2) | |
| | | Sana | (6) | Lig. Alterada. | (5) | Mod. Alterada. | (3) | |
| | | Seco | (15) | Humedo | (10) | Mojado | (7) | |
| | | VALOR TOTAL RMR BASICO (suma de valoración 1a 5) = | | | | | | 32 |
| AJUSTE POR ORIENTACION DE FRACTURAS | | | | | | | | |
| RMR AJUSTADO | | | | | | | | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | | |
| RMR | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | | | | | |
| DESCRIPCION | I MUY BUENA | II BUENA | III REGULAR | IV. MALA V. MUY MALA | | | | |
| ABREVIACION DE TIPO DE ROCA | | | | | | | | |
| And | Andesita | | | | | | | |
| Bx | Brecha andesítica | | | | | | | |
| Tf | Tufo andesítico | | | | | | | |
| Dom | Domos | | | | | | | |
| Min | Mineral | | | | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS | | | | | | | | |
| D | DIA CLASA | | | | | | | |
| F | FALLA | | | | | | | |
| Ct | CONTACTO | | | | | | | |
| S-sest | SEUDO-ESTRATOS | | | | | | | |
| Vn | VENILLA | | | | | | | |
| Gt | GRIETAS | | | | | | | |
| COMENTARIOS ADICIONALES | | | | | | | | |
| Las cajas son de regular a buenas, el problema es la zona mineralizada (veta) posible desprendimiento, se recomienda en algunas zonas puros y en las mas criticas cuadros | | | | | | | | |
| CORRELACION RQD vs ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES | | | | | | | | |
| | | | | | | | | |
| ESPACIAMIENTO MEDIO DE DISCONT. - mm | | | | | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO | | | | | | | | |
| Ox | OXIDO | | | | | | | |
| MI | MINERAL | | | | | | | |
| Cal | CALCITA | | | | | | | |
| Pnz | PANIZO | | | | | | | |
| Arc | ARCILLA | | | | | | | |
| Ca | CARBONATO | | | | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELENO | | | | | | | | |
| Bx | BRECHA | | | | | | | |
| Sl | SILICE | | | | | | | |
| Se | SERICITA | | | | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELENO | | | | | | | | |
| 1 | >2 m | | | | | | | |
| 2 | 0.6 - 2 m | | | | | | | |
| 3 | 0.2 - 0.6 m | | | | | | | |
| 4 | 0.06 - 0.2 m | | | | | | | |
| 5 | <0.06 m | | | | | | | |
| RANGO RESIS. COMP. Mpa | | | | | | | | |
| R1 | 10 - 50 | | | | | | | |
| R2 | 5 - 25 | | | | | | | |
| R3 | 25 - 50 | | | | | | | |
| R4 | 50 - 100 | | | | | | | |
| R5 | 100 - 250 | | | | | | | |
| R6 | >250 | | | | | | | |
| INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO | | | | | | | | |
| R1 | Deznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla | | | | | | | |
| R2 | Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | | | | | | | |
| R3 | No se raya ni desconcha con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | | | | | | | |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo | | | | | | | |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | | | | | | | |
| R6 | Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo | | | | | | | |
| INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION | | | | | | | | |
| I SANA | Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales | | | | | | | |
| II LIGERO | La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana. | | | | | | | |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso. | | | | | | | |
| IV MUY ALTER. | Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. | | | | | | | |
| V DESCOMPU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. | | | | | | | |

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo



LUGAR:
NIVEL:
LABOR:

V01 SE
3240



POR:
FECHA:
HOJA:

ACM
03/02/2019

| Nº ESTACION | ORIENTACION DE LA CARA BUZAMIENTO | | TRAMO | | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | | | | | | | | | VALORACI. | | | | | |
|---|--|------------|---------------|----------|---------------------------------------|-----------------|---------------------|--|--|--|--|--|--|--|---|--|--|--|--|--|
| | RUMBO | BUZAMIENTO | DESDE | HASTA | PARAMETRO | | RANGO DE VALORES | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | TIPO DE ROCA | | VALOR ESTIMADO | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | % | B | FRECUENCIA FRACTURA | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | % | | NºFract./ mli. | | | | | | | | | | | | | |
| TIPO | DIR. BUZAM. | BUZAMIENTO | ESPACIAMIENTO | TIPO | RELENO | ESPEJOR | COMENTARIOS | | | | | | | | | | | | | |
| D | 45 | 63 | 3 | Oz | 0.05 mm | - | - | | | | | | | | | | | | | |
| D | 5 | 60 | 3 | Oz | 0.05 mm | - | - | | | | | | | | | | | | | |
| D | 65 | 86 | 0.5-ene | Ca | <1cm | humeda | humeda | | | | | | | | | | | | | |
| D | 220 | 54 | 4 | Arc | <5mm | humeda a mojada | humeda a mojada | | | | | | | | | | | | | |
| D | 230 | 82 | 4 | Arc | <5mm | humeda | humeda | | | | | | | | | | | | | |
| VALOR TOTAL RMR BASICO (suma de valoración 1a 5) = | | | | | | | | | | | | | | | 50 | | | | | |
| AJUSTE POR ORIENTACION DE FRACTURAS | | | | | | | | | | | | | | | 0 | | | | | |
| RMR AJUSTADO | | | | | | | | | | | | | | | 50 | | | | | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | | | | | | | | | III REGULAR | | | | | |
| DESCRIPCION | | | | | | | | | | | | | | | I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA | | | | | |
| RMR | | | | | | | | | | | | | | | 100 - 81 80 - 61 40 - 21 20 - 0 | | | | | |
| RANGO RESIS. COMP. Mpa | | | | | | | | | | | | | | | 10 - 5.0 5 - 2.5 2.5 - 5.0 50 - 100 100 - 250 > 250 | | | | | |
| INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| R1 | Deztable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| R2 | Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| R3 | No se raya ni desconcha con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| R6 | Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| I SANA | Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| II LIGERO | La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana. | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso. | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| IV MUY ALTERD. | Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| V DESCOMPU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| CORRELACION RQD vs ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELENO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 1 | Ox | OXIDO | Bx | BRECHA | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 2 | Mi | MINERAL | Si | SILICE | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 3 | Cal | CALCITA | Se | SERICITA | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 4 | Pnz | PANIZO | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 5 | Arc | ARCILLA | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Ca | CARBONATO | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE FRACTURAS | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| D | DIAGLASA | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| F | FALLA | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Ct | CONTACTO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| S-est | SEUDO-ESTRATOS | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Vn | VENILLA | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Gt | GRIETAS | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| COMENTARIOS ADICIONALES | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Las cajas son de regular a buenas - el problema es la zona mineralizada (veta) posible desprendimiento, se recomienda en algunas zonas pernos y en las mas criticas cuadros | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |



DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo



LUGAR:
NIVEL:
LABOR:

V03 SE
3240



POR: ACM
FECHA: 03/02/2019
HOJA:

| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | | | | | | | | | |
|---------------------------------------|--|--|--|--|--------------------|-------------------|---------------------|------------|----|-----------|
| PARAMETRO | | | | RANGO DE VALORES | | | | | | VALORACI. |
| | | | | VALOR ESTIMADO | | | | | | |
| | | | | 100-250 (12) | 50-100 (7) | 25-50 (4) | 25(2)-5(1) <10(1) | 1 | 12 | |
| R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa) | | | | 75-90 (17) | 50-75 (13) | 25-50 (8) | -25 (3) | 2 | 13 | |
| ROD % | | | | 0.6-2 (15) | 0.2-0.6 (10) | 0.06-0.2 (8) | <0.06 (5) | 3 | 15 | |
| ESPACIAMIENTO(m) | | | | 1-3m Long. (4) | 3-10m (2) | 10-20m (1) | >20 m (0) | 4A | 2 | |
| CONDICION DE RUGOSIDAD | | | | <4mm long. (6) | 4-10mm part. (5) | 1-5 mm (1) | >5mm (0) | 4B | 6 | |
| DE RUGOSIDAD | | | | Muy rugosa (6) | Rugosa (5) | Lisa (1) | Espejo de falla (0) | 4C | 3 | |
| RELLENO | | | | Limpia (6) | Duro <5mm (4) | Suave <5mm (1) | Suaves <5mm (0) | 4D | 6 | |
| ALTERACION | | | | Sana (6) | Lig. Alterada. (5) | Muy Alterada. (2) | Descompuesta (0) | 4E | 6 | |
| AGUA SUBTERRANEA | | | | Secco (15) | Humedo (10) | Gotoso (4) | Flujo (0) | 5 | 15 | |
| | | | | VALOR TOTAL RMR BASICO (suma de valoración 1a 5) = | | | | | | 78 |
| | | | | AJUSTE POR ORIENTACION DE FRACTURAS | | | | | | 2 |
| | | | | RMR AJUSTADO | | | | | | 76 |
| | | | | CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | 76 |
| | | | | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | 40 - 21 | 20 - 0 | | |
| | | | | I MUY BUENA | II BUENA | III REGULAR | IV MALA | V MUY MALA | | |
| | | | | ABREVIACION DE TIPO DE ROCA | | | | | | |
| | | | | And | Andesita | | | | | |
| | | | | Bx | Brecha andesitica | | | | | |
| | | | | Tf | Tufo andesitico | | | | | |
| | | | | Dorm | Dormos | | | | | |
| | | | | MIn | MIneral | | | | | |
| | | | | ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS | | | | | | |
| | | | | D | DIACLASA | | | | | |
| | | | | F | FALLA | | | | | |
| | | | | Ct | CONTACTO | | | | | |
| | | | | S-est | SEUDO-ESTRATOS | | | | | |
| | | | | Vn | VENILLA | | | | | |
| | | | | Gt | GRIETAS | | | | | |
| | | | | COMENTARIOS ADICIONALES | | | | | | |
| | | | | Las cajas son de regular a buenas, el problema es la zona mineralizada (veta) posible desprendimiento, se recomienda en algunas zonas pernos y en las mas criticas cuadros | | | | | | |

| ABREVIATURA | ESPACIAMIENTO |
|-------------|---------------|
| 1 | >2 m |
| 2 | 0.6 - 2 m |
| 3 | 0.2 - 0.6 m |
| 4 | 0.06 - 0.2 m |
| 5 | <0.06 m |

| ABREVIATURA | TIPO DE TIPO DE RELLENO |
|-------------|-------------------------|
| Ox | OXIDADO |
| Mi | MINERAL |
| Cal | CALCITA |
| Piz | PANIZO |
| Ar | ARCHILLA |
| Ca | CARBONATO |

| ABREVIATURA | TIPO DE TIPO DE RELLENO |
|-------------|-------------------------|
| Bx | BRECHA |
| Sl | SILICE |
| Se | SERRICITA |

| GRADO | INDICE DE ALTERACION |
|----------------|--|
| I SANA | Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales |
| II LIGERO | La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana. |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso. |
| IV MUY ALTERD. | Más de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. |
| V DESCOM PU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. |

| GRADO | INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO | RANGO RESIS. COMP. M.pa |
|-------|--|-------------------------|
| R1 | Deztable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla | 10 - 50 |
| R2 | Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | 5 - 25 |
| R3 | No se rayan ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | 25 - 50 |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo | 50 - 100 |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | 100 - 250 |
| R6 | Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo | > 250 |

CORRELACION RQD vs ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES



DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo



V04 SE
3240

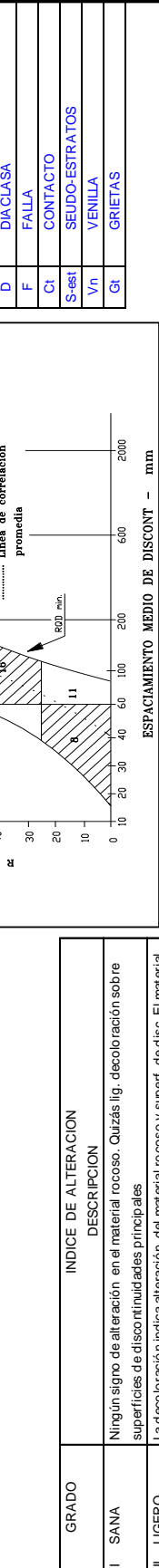


POR: **ACM**
FECHA: **03/02/2019**
HOJA:

LUGAR: _____
NIVEL: _____
LABOR: _____

| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | PARAMETRO | | RANGO DE VALORES | | | | | | | | | | VALORACI. |
|--|--|----------------|------|------------------|--------------------|------|--------------------|------|-------------------|-----|---------------------|--------------|--------|-----------|
| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | PARAMETRO | | RANGO DE VALORES | | | | | | | | | | VALORACI. |
| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | PARAMETRO | | RANGO DE VALORES | | | | | | | | | | VALORACI. |
| R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa) | | >250 | (15) | X | 100-250 | (12) | 50-100 | (7) | 25-50 | (4) | -25(2) -5(1) -1(0) | 1 | 12 | |
| ROD % | | 90-100 | (20) | X | 75-90 | (17) | 50-75 | (13) | 25-50 | (8) | -25 | 2 | 17 | |
| ESPACIAMIENTO(m) | | >2 | (20) | X | 0.6-2 | (15) | 0.2-0.6 | (10) | 0.06-0.2 | (8) | -0.06 | 3 | 15 | |
| CONDICION DE JUNTAS | | <4m long. (6) | (6) | X | 1-3m Long. (4) | (4) | 3-10m (2) | (2) | 10-20m (1) | (1) | >20 m (0) | 4A | 2 | |
| ABERTURA | | Cerrada (6) | (6) | X | <0.1mm apert. (5) | (5) | 0.1-1.0mm (4) | (4) | 1-5 mm (1) | (1) | >5 mm (0) | 4B | 6 | |
| RUGOSIDAD | | Muy rugosa (6) | (6) | X | Rugosa (5) | (5) | Lig. rugosa (3) | (3) | Lisa (1) | (1) | Espejo de falla (0) | 4C | 5 | |
| RELLENO | | Limpia (6) | (6) | X | Duro <5mm (4) | (4) | Duros <5mm (2) | (2) | Suave <5mm (1) | (1) | Suave >5mm (0) | 4D | 0 | |
| ALTERACION | | Sana (6) | (6) | X | Lig. Alterada. (5) | (5) | Mod. Alterada. (3) | (3) | Muy Alterada. (2) | (2) | Descompuesta (0) | 4E | 3 | |
| AGUA SUBTERRANEA | | Seco (15) | (15) | X | Humedo (10) | (10) | Mojado (7) | (7) | Goteo (4) | (4) | Flujo (0) | 5 | 4 | |
| VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoración 1a 5) = | | | | | | | | | | | | 64 | 64 | |
| AJUSTE POR ORIENTACION DE FRACTURAS | | | | | | | | | | | | 0 | 0 | |
| RMR AJUSTADO | | | | | | | | | | | | 64 | 64 | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | | | | | | 64 | 64 | |
| DESCRIPCION | | | | | | | | | | | | IV. MUY MALA | 20 - 0 | |

| GRADO | INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO | RANGO RESIS. COMP. Mpa |
|-------|--|------------------------|
| R1 | Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla | 1.0 - 5.0 |
| R2 | Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | 5 - 25 |
| R3 | No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | 25 - 50 |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo | 50 - 100 |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | 100 - 250 |
| R6 | Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo | > 250 |



| ABREVIA. ESPACIAMIENTO | | ABREVIA/TURAS DE TIPOS DE RELLENO | |
|------------------------|--------------|-----------------------------------|-----------|
| 1 | > 2 m | Ox | OXIDO |
| 2 | 0.6 - 2 m | Mi | MINERAL |
| 3 | 0.2 - 0.6 m | Cal | CALCITA |
| 4 | 0.06 - 0.2 m | Pnz | PANIZO |
| 5 | < 0.06 m | Arc | ARCILLA |
| | | Ca | CARBONATO |

| INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION | | COMENTARIOS ADICIONALES | |
|----------------------------------|--|--|--|
| I SANA | Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales | Las cajas son de regular a buenas - el problema es la zona mineralizada (veta) posible | |
| II LIGERO | La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso de colorido extremadamente es más débil que en su condición sana. | de esparcimiento, se recomienda en algunas zonas pernos y en las mas criticas cuadros | |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso. | | |
| IV MUY ALTER. | Más de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. | | |
| V DESCOMP. PU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. | | |

| ABREVIA/TURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS | |
|---------------------------------------|----------------|
| D | DIACLASA |
| F | FALLA |
| Ct | CONTACTO |
| S-est | SEUDO-ESTRATOS |
| V/n | VENILLA |
| Gt | GRIETAS |

| ABREVIA/TURAS DE TIPO DE ROCA | |
|-------------------------------|-------------------|
| And | Andesita |
| Bx | Brecha andesítica |
| Tt | Tufo andesítico |
| Dom | Domos |
| M/n | Mineral |

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo

V04 SE (CAJA TECHO)
3240
TAJO 34 (GAL 190 SE)

LUGAR:
NIVEL:
LABOR:

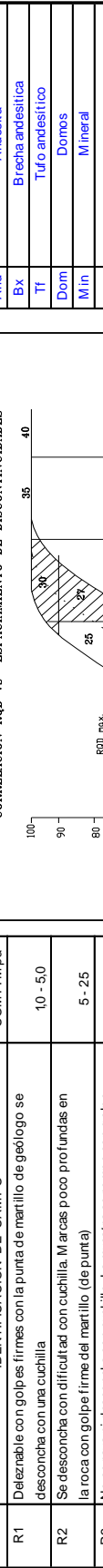
POR: ACM
FECHA: 03/02/2019
HOJA:



| ESTACION EG - 01 | | ORIENTACION DE LA CARA | | TRAMO | | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|------------------------------------|-----|------------------------|---|---------------|-------|---------------------------------------|------------|------------------|------------|-------------|----------|--|---------|------------------------|----|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|
| RUMBO | | BUZAMIENTO | | DESDE | | HASTA | | RANGO DE VALORES | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| TIPO DE ROCA | | % | | % | | VALOR ESTIMADO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| FRECUENCIA FRACTURA N° Fract. / m. | | % | | % | | PARAMETRO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| TIPO | | ORIENTACION | | ESPACIAMIENTO | | TIPO | | RELLENO | | ESPESOR | | COMENTARIOS | | R.M.R. AJUSTADO | | | | | | | | | | | | |
| DIR. BUZAM. | | BUZAMIENTO | | ESPEJOR | | CAJA TECHO | | CAJA TECHO | | CAJA TECHO | | CAJA TECHO | | CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | | | | | | |
| R1 | | R2 | | R3 | | R4 | | R5 | | R6 | | VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoración 1a 5) = | | | | | | | | | | | | | | |
| F | 25 | 65 | 4 | Oz.Ox | 30 cm | Oz.Ox | CAJA TECHO | Oz.Ox | CAJA TECHO | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | 40 - 21 | 20 - 0 | 47 | | | | | | | | | | | |
| F | 290 | 50 | 4 | Oz.Ox | <1cm | Oz.Ox | CAJA TECHO | Oz.Ox | CAJA TECHO | I MUY BUENA | II BUENA | III REGULAR | IV MALA | V MUY MALA | 47 | | | | | | | | | | | |
| F | 250 | 78 | 4 | Oz.Ox | <1cm | Oz.Ox | CAJA TECHO | Oz.Ox | CAJA TECHO | | | | | | 47 | | | | | | | | | | | |

| GRADO | INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO | RANGO RESIS. COMP. Mpa |
|-------|---|------------------------|
| R1 | Delztable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla | 10 - 50 |
| R2 | Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marce poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | 5 - 25 |
| R3 | No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | 25 - 50 |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo | 50 - 100 |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | 100 - 250 |
| R6 | Solo se rompe esquivas de la muestra con el martillo | > 250 |

| GRADO | INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION |
|----------------|--|
| I SANA | Ningun signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales |
| II LIGERO | La decoloración indica alteración, del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana. |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso. |
| IV MUY ALTERD. | Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. |
| V DESCOMPU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. |



| ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELENO |
|---------------------------------|
| Ox OXIDO |
| Mi MINERAL |
| Ca CALCITA |
| Phz PANIZO |
| Arc ARCILLA |
| Ca CARBONATO |

| ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS |
|--------------------------------------|
| D DIACLASA |
| F FALLA |
| Ct CONTACTO |
| S-esi SEUDO-ESTRATOS |
| Vh VENILLA |
| Gt GRIETAS |

| ABREVIATURAS DE TIPO DE ROCA |
|------------------------------|
| And Andesita |
| Bx Brecha andesítica |
| Tt Tufo andesítico |
| Dom Domo |
| Min Mineral |

| COMENTARIOS ADICIONALES |
|---|
| Las cajas son de regular a buenas - el problema es la zona mineralizada (veta) posible de ser mejorada, se recomienda en algunas zonas pernos y en las mas criticas cuadros |

| ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO |
|--------------------------------|
| Bx BRECHA |
| Sl SILICE |
| Se SERICITA |

| ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO |
|--------------------------------|
| 1 > 2 m |
| 2 0.6 - 2 m |
| 3 0.2 - 0.6 m |
| 4 0.06 - 0.2 m |
| 5 < 0.06 m |

| ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO |
|--------------------------------|
| Ox OXIDO |
| Mi MINERAL |
| Ca CALCITA |
| Phz PANIZO |
| Arc ARCILLA |
| Ca CARBONATO |

| ABREVIATURAS DE TIPO DE ESTRUCTURAS |
|-------------------------------------|
| D DIACLASA |
| F FALLA |
| Ct CONTACTO |
| S-esi SEUDO-ESTRATOS |
| Vh VENILLA |
| Gt GRIETAS |

| ABREVIATURAS DE TIPO DE ROCA |
|------------------------------|
| And Andesita |
| Bx Brecha andesítica |
| Tt Tufo andesítico |
| Dom Domo |
| Min Mineral |

| COMENTARIOS ADICIONALES |
|---|
| Las cajas son de regular a buenas - el problema es la zona mineralizada (veta) posible de ser mejorada, se recomienda en algunas zonas pernos y en las mas criticas cuadros |



DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo

V04 SE (CAJA TECHO) (Prog. 3m)
3240
GL.190 SE



LUGAR:
NIV EL:
LABOR:

SM
03/02/2018
III

| ESTACION EG - 03 | ORIENTACION DE LA CARA | | TRAMO | | PARAMETRO | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | | | | | | | | | VALORACI. |
|----------------------------|------------------------|------------|-------|-------|--|---------------------------------------|-----------------|---------------|--------------|------------------|------|--|--|--|--|-----------|
| | RUMBO | BUZAMIENTO | DESDE | HASTA | | RANGO DE VALORES | | | | | | | | | | |
| | | | | | | VALOR ESTIMADO | | | | | | | | | | |
| A | % | B | % | | R. COMPRESION UNIAXIAL (MPa) | >250 (15) | 100-250 (12) | 50-100 (7) | 25-50 (4) | <25(2)-5(1) <(0) | 1 | | | | | |
| TIPO DE ROCA | | | | | RQD % | 90-100 (20) | 75-90 (17) | 50-75 (13) | 25-50 (8) | <25 (3) | 2 | | | | | |
| FRECUENCIA FRACTURA | | | | | ESPACIAMIENTO (m) | >2 (20) | 0.6-2 (15) | 0.2-0.6 (10) | 0.06-0.2 (8) | <0.06 (5) | 3 | | | | | |
| RELENO | | | | | CONDICION DE ABERTURA | <1m long. (6) | 1-3 m long. (4) | 3-10m (2) | 10-20 m (1) | >20 m (1) | 4A | | | | | |
| ESPECIMEN | | | | | ESPAESOR | Cerrada (6) | <1mm apart. (5) | 0.1-1.0mm (4) | 1-5 mm (1) | >5 mm (0) | 4B | | | | | |
| R1 | | | | | TIPO | 25 | 65 | 4 | Cz. Oz. | VETA | 5 | | | | | |
| R2 | | | | | BUZAMIENTO | 290 | 50 | 4 | Cz. Oz. | <1cm | VETA | | | | | |
| R3 | | | | | ESPAESOR | 250 | 78 | 4 | Cz. Oz. | <1cm | VETA | | | | | |
| R4 | | | | | COMENTARIOS | | | | | | | | | | | |
| R5 | | | | | CONDICION DE RUGOSIDAD | | | | | | | | | | | |
| R6 | | | | | JUNTAS RELENO | | | | | | | | | | | |
| R7 | | | | | ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R8 | | | | | AGUA SUBTERRANEA | | | | | | | | | | | |
| R9 | | | | | VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoración 1a 5) = | | | | | | | | | | | |
| R10 | | | | | VALOR AJUSTADO | | | | | | | | | | | |
| R11 | | | | | CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | | | | | |
| R12 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R13 | | | | | INDICE DE RESISTENCIAS | | | | | | | | | | | |
| R14 | | | | | IDENTIFICACION DE CAMPO | | | | | | | | | | | |
| R15 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R16 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R17 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R18 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R19 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R20 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R21 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R22 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R23 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R24 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R25 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R26 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R27 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R28 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R29 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R30 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R31 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R32 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R33 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R34 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R35 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R36 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R37 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R38 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R39 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R40 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R41 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R42 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R43 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R44 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R45 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R46 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R47 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R48 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R49 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R50 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R51 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R52 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R53 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R54 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R55 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R56 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R57 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R58 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R59 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R60 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R61 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R62 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R63 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R64 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R65 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R66 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R67 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R68 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R69 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R70 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R71 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R72 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R73 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R74 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R75 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R76 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R77 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R78 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R79 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R80 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R81 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R82 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R83 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R84 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R85 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R86 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R87 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R88 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R89 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R90 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R91 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R92 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R93 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R94 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R95 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R96 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R97 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R98 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R99 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R100 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R101 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R102 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R103 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R104 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R105 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R106 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R107 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R108 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R109 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R110 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R111 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R112 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R113 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R114 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R115 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R116 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R117 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R118 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R119 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R120 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R121 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R122 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R123 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R124 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R125 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R126 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R127 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R128 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R129 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R130 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R131 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R132 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R133 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R134 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R135 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R136 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R137 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R138 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R139 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R140 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R141 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R142 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R143 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R144 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R145 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R146 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R147 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R148 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R149 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R150 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R151 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R152 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R153 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R154 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R155 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R156 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R157 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R158 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R159 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R160 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R161 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R162 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R163 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R164 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R165 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R166 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R167 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R168 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R169 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R170 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R171 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R172 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R173 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R174 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R175 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R176 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R177 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R178 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R179 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R180 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R181 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R182 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R183 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R184 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |
| R185 | | | | | INDICE DE ALTERACION | | | | | | | | | | | |
| R186 | | | | | DESCRIPCION | | | | | | | | | | | |



DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo

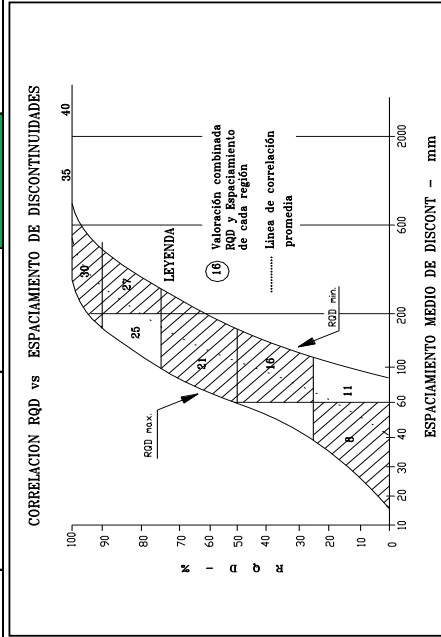


V04 SE (ROCA FRESCA)
3240
GL190 SE (B34)



ACM
POR: 03/02/2019
FECHA:
HOJA: 1

| Nº ESTACION | | ORIENTACION DE LA CARA | | TRAMO | | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | | | | | | |
|---|------------|------------------------|------------|-----------------------------|----------|---------------------------------------|---------------|------------------------|--|------------------------|----------------------------------|---------------------------------|-----------|
| EG - 01 | | RUMBO | BUZAMIENTO | DESDE | HASTA | | | | | | | | |
| LUGAR: V04 SE (ROCA FRESCA) | | LABOR: GL190 SE (B34) | | LUGAR: V04 SE (ROCA FRESCA) | | LABOR: GL190 SE (B34) | | | | | | | |
| NIVEL: 3240 | | NIVEL: 3240 | | NIVEL: 3240 | | NIVEL: 3240 | | | | | | | |
| LABOR: Veta Zorro Rojo | | LABOR: Veta Zorro Rojo | | LABOR: Veta Zorro Rojo | | LABOR: Veta Zorro Rojo | | | | | | | |
| TIPO ESTRUC. | DIR BUZAM. | ORIENTACION | BUZAMIENTO | ESPACIAMIENTO | TIPO | RELLENO | | RANGO RESIS. COMP. Mpa | INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO | RANGO RESIS. COMP. Mpa | INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION | RANGO DE VALORES VALOR ESTIMADO | VALORACI. |
| | | | | | | ESPACIAMIENTO | ESPACIAMIENTO | | | | | | |
| D | 50 | 90 | 2 | 2 | Cz | 3 mm | F. cerrada | 100-250 (12) | 100 - 81 | 10 - 50 | I MUY BUENA | 50-100 (17) | 12 |
| F | 245 | 68 | 2 | 2 | Prz, Arc | 25 cm | F. húmeda | 75-90 (17) | 80 - 61 | 25-50 (8) | II BUENA | 25-50 (13) | 7 |
| D | 220 | 65 | 2 | 2 | - | - | F. cerrada | 0.2-0.6 (15) | 60 - 41 | 0.06-0.2 (6) | III REGULAR | 0.2-0.6 (10) | 3 |
| D | 205 | 64 | 2 | 2 | Cz | 3 mm | - | 1-3m Long. (4) | 40 - 21 | 1-5 mm (1) | IV MUY MALA | 1-5 mm (1) | 4 |
| <p>VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoración 1a 5) = 64</p> <p>VALOR RMR AJUSTADO = 64</p> <p>CLASE DE MACIZO ROCOSO = 64</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>COMENTARIOS</p> <p>Se desmenuza con golpe firme con la punta de martillo de geólogo se desmenuza con una cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta). No se raya ni desmenuza con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo. La muestra se rompe con mes de un golpe del martillo. Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra. Solo se rompió en pedruzcos de la muestra con el martillo.</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>ABREVIATURAS DE TIPO DE DESTRUCTURAS</p> <p>D: DIACLAZA F: FALLA Ct: CONTACTO S-est: SEUDO-ESTRATOS Vh: VENILLA Gt: GRIETAS</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO</p> <p>Ox: OXIDO MI: MINERAL Prz: PANZO Arc: ARCILLA Ca: CARBONATO</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO</p> <p>Bx: BRECHA SI: SIJUCE Se: SERICITA</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>COMENTARIOS ADICIONALES</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO</p> <p>Ox: OXIDO MI: MINERAL Prz: PANZO Arc: ARCILLA Ca: CARBONATO</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO</p> <p>Bx: BRECHA SI: SIJUCE Se: SERICITA</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>COMENTARIOS ADICIONALES</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO</p> <p>Ox: OXIDO MI: MINERAL Prz: PANZO Arc: ARCILLA Ca: CARBONATO</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO</p> <p>Bx: BRECHA SI: SIJUCE Se: SERICITA</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>COMENTARIOS ADICIONALES</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO</p> <p>Ox: OXIDO MI: MINERAL Prz: PANZO Arc: ARCILLA Ca: CARBONATO</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>ABREVIATURAS DE TIPO DE RELENO</p> <p>Bx: BRECHA SI: SIJUCE Se: SERICITA</p> | | | | | | | | | | | | | |
| <p>COMENTARIOS ADICIONALES</p> | | | | | | | | | | | | | |



| GRADO | INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO | RANGO RESIS. COMP. Mpa |
|-------|--|------------------------|
| R1 | Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desmenuza con una cuchilla | 10 - 50 |
| R2 | Se desmenuza con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | 5 - 25 |
| R3 | No se raya ni desmenuza con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | 25 - 50 |
| R4 | La muestra se rompe con mes de un golpe del martillo | 50 - 100 |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | 100 - 250 |
| R6 | Solo se rompió en pedruzcos de la muestra con el martillo | > 250 |

| GRADO | INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION |
|----------------|--|
| I SANA | Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales |
| II LIGERO | La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana. |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso. |
| IV MUY ALTERD. | Más de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. |
| V DESCOMP.U. | Todo el material rocoso está descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la mesa rocosa aun se conserva intacta. |

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo

V03 SE
3240

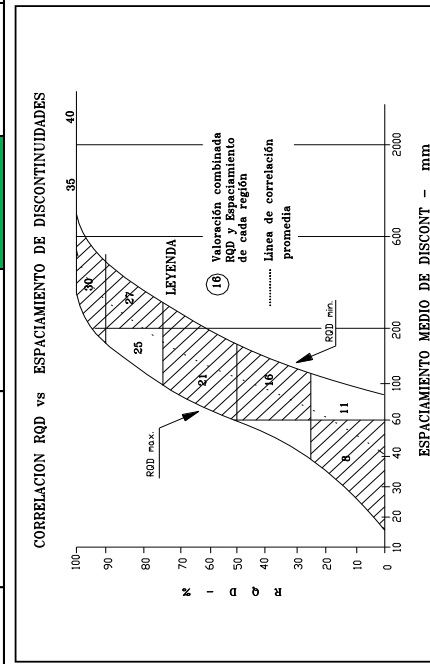


ACM
03/02/2019
V

LUGAR:
NIVEL:
LABOR:

TRAMO
DESDE
HASTA

| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | RANGO DE VALORES | | VALOR ESTIMADO | | VALORACION | |
|---------------------------------------|------------|-------------------------------|-----------------|----------------|--------------------|-----------------------|------------|
| ESTACION | BUZAMIENTO | PARAMETRO | VALOR ESTIMADO | VALORACION | ESTACION | BUZAMIENTO | VALORACION |
| A | % | R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa) | >250 (15) | 1 | <25(2) -5(1) <(0) | 25-50 (4) | 1 |
| | | RQD % | 90-100 (20) | 2 | 50-75 (13) | 25-50 (8) | 2 |
| | | ESPACIAMIENTO (m) | <2 (20) | 3 | 0,2-0,6 (10) | 0,06-0,2 (8) | 3 |
| | | PERISTENCIA | <1m long. (6) | 4 | 3-10m (2) | 10-20 m (1) | 4 |
| | | ABERTURA | 1-3 m long. (4) | 5 | 0,1-1,0mm (4) | 1-5 mm (1) | 5 |
| | | CONDICION DE RUGOSIDAD | <1mm apart. (5) | 6 | Lisa (1) | Espejado de falla (0) | 6 |
| | | RELENO | Rugosa (5) | 7 | Suave <5mm (1) | Suave >5mm (0) | 7 |
| | | JUNTAS | Duro <5mm (4) | 8 | Mod. Alterada. (3) | Descompuesta. (0) | 8 |
| | | ALTERACION | Limpia (6) | 9 | Muy Alterada. (2) | Flujo (0) | 9 |
| | | AGUA SUBTERRANEA | Sana (6) | 10 | | | 10 |
| | | | Seco (15) | 11 | | | 11 |
| | | | | 12 | | | 12 |
| | | | | 13 | | | 13 |
| | | | | 14 | | | 14 |
| | | | | 15 | | | 15 |
| | | | | 16 | | | 16 |
| | | | | 17 | | | 17 |
| | | | | 18 | | | 18 |
| | | | | 19 | | | 19 |
| | | | | 20 | | | 20 |
| | | | | 21 | | | 21 |
| | | | | 22 | | | 22 |
| | | | | 23 | | | 23 |
| | | | | 24 | | | 24 |
| | | | | 25 | | | 25 |
| | | | | 26 | | | 26 |
| | | | | 27 | | | 27 |
| | | | | 28 | | | 28 |
| | | | | 29 | | | 29 |
| | | | | 30 | | | 30 |
| | | | | 31 | | | 31 |
| | | | | 32 | | | 32 |
| | | | | 33 | | | 33 |
| | | | | 34 | | | 34 |
| | | | | 35 | | | 35 |
| | | | | 36 | | | 36 |
| | | | | 37 | | | 37 |
| | | | | 38 | | | 38 |
| | | | | 39 | | | 39 |
| | | | | 40 | | | 40 |
| | | | | 41 | | | 41 |
| | | | | 42 | | | 42 |
| | | | | 43 | | | 43 |
| | | | | 44 | | | 44 |
| | | | | 45 | | | 45 |
| | | | | 46 | | | 46 |
| | | | | 47 | | | 47 |
| | | | | 48 | | | 48 |
| | | | | 49 | | | 49 |
| | | | | 50 | | | 50 |
| | | | | 51 | | | 51 |
| | | | | 52 | | | 52 |
| | | | | 53 | | | 53 |
| | | | | 54 | | | 54 |
| | | | | 55 | | | 55 |
| | | | | 56 | | | 56 |
| | | | | 57 | | | 57 |
| | | | | 58 | | | 58 |
| | | | | 59 | | | 59 |
| | | | | 60 | | | 60 |
| | | | | 61 | | | 61 |
| | | | | 62 | | | 62 |
| | | | | 63 | | | 63 |
| | | | | 64 | | | 64 |
| | | | | 65 | | | 65 |
| | | | | 66 | | | 66 |
| | | | | 67 | | | 67 |
| | | | | 68 | | | 68 |
| | | | | 69 | | | 69 |
| | | | | 70 | | | 70 |
| | | | | 71 | | | 71 |
| | | | | 72 | | | 72 |
| | | | | 73 | | | 73 |
| | | | | 74 | | | 74 |
| | | | | 75 | | | 75 |
| | | | | 76 | | | 76 |
| | | | | 77 | | | 77 |
| | | | | 78 | | | 78 |
| | | | | 79 | | | 79 |
| | | | | 80 | | | 80 |
| | | | | 81 | | | 81 |
| | | | | 82 | | | 82 |
| | | | | 83 | | | 83 |
| | | | | 84 | | | 84 |
| | | | | 85 | | | 85 |
| | | | | 86 | | | 86 |
| | | | | 87 | | | 87 |
| | | | | 88 | | | 88 |
| | | | | 89 | | | 89 |
| | | | | 90 | | | 90 |
| | | | | 91 | | | 91 |
| | | | | 92 | | | 92 |
| | | | | 93 | | | 93 |
| | | | | 94 | | | 94 |
| | | | | 95 | | | 95 |
| | | | | 96 | | | 96 |
| | | | | 97 | | | 97 |
| | | | | 98 | | | 98 |
| | | | | 99 | | | 99 |
| | | | | 100 | | | 100 |



ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

| | |
|-------|-----------------|
| D | DIACLASA |
| F | FALLA |
| Ct | CONTACTO |
| S-est | SEJUDO-ESTRATOS |
| Vn | VENILLA |
| Gt | GRIETAS |

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELENO

| | |
|-----|-----------|
| Ox | OXIDO |
| Mi | MINERAL |
| Ca | CALCITA |
| Pnz | PANIZO |
| ArC | ARCILLA |
| Ca | CARBONATO |

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESPACIAMIENTO

| | |
|---|--------------|
| 1 | >2 m |
| 2 | 0,6 - 2 m |
| 3 | 0,2 - 0,6 m |
| 4 | 0,06 - 0,2 m |
| 5 | <0,06 m |

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RANGOS RESIS.

| | |
|---|-----------|
| 1 | >250 |
| 2 | 100 - 250 |
| 3 | 50 - 100 |
| 4 | 25 - 50 |
| 5 | 10 - 50 |

INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO

| | |
|----|---|
| R1 | Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desconcha con una cuchilla |
| R2 | Se desconcha con difcultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) |
| R3 | No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra |
| R6 | Solo se rompe esquivitas de la muestra con el martillo |

INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION

| | |
|----------------|--|
| I SANA | Ningun signo de alteracion en el material rocoso. Quizas lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades principales |
| II LIGERO | La decoloracion indica alteracion. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es mas debil que en su condicion sana. |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como nucleo rocoso. |
| IV MUY ALTERD. | Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un nucleo rocoso. |
| V DESCOM PU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. |

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo

V02 SE
3240



LUGAR: _____
NIVEL: _____
LABOR: _____

POR: **ACM**
FECHA: **03/02/2019**
HOJA: **VI**

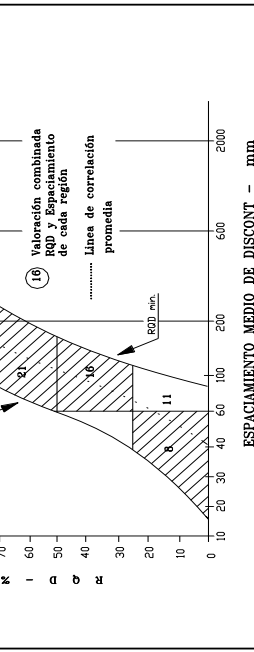
| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | RANGO DE VALORES | | VALOR ESTIMADO | | VALORACI. | | | |
|---------------------------------------|----------|--|----------------|--------------------|--------------------|-------------------|---------------------|-----------|----|
| ESTACION | TRAMO | PARAMETRO | R.M.R. | | | | VALOR | VALORACI. | |
| 1 | 0 - 0.03 | R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa) | >50 (15) | 100-250 (12) | 50-100 (7) | 25-50 (4) | -25(2) -5(1) -1(0) | 1 | |
| | | ROD % | 90-100 (20) | 75-90 (17) | 50-75 (13) | 25-50 (8) | -25 (3) | 2 | |
| | | ESPACIAMIENTO (m) | >2 (20) | 0.6-2 (15) | 0.2-0.6 (10) | 0.06-0.2 (6) | <0.06 (5) | 3 | |
| | | CONDICION DE RUGOSIDAD | <1m long. (6) | 1-3m Long. (4) | 3-10m (2) | >20 m (1) | >20 m (0) | 4A | |
| | | ABERTURA | Cerrada (6) | 1-3mm apert. (5) | 0.1-1.0mm (4) | 1-5 mm (1) | >5 mm (0) | 4B | |
| | | RELLENO | Muy rugosa (6) | Rugosa (5) | Lig. rugosa (3) | Lisa (1) | Espejo de falla (0) | 4C | |
| | | JUNTAS | Limpia (6) | Duro <5mm (4) | Mod. Alterada. (3) | Muy Alterada. (2) | Descompuesta (0) | 4D | |
| | | ALTERACION | Sana (6) | Lig. Alterada. (5) | Mojado (10) | Goteo (4) | Flujo (0) | 5 | |
| | | AGUA SUBTERRANEA | Seco (15) | Humedo (10) | Mojado (7) | Goteo (4) | Flujo (0) | 5 | |
| | | VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoracion 1a 5) = | | | | | | | 94 |
| | | AJUSTE POR ORIENTACION DE FRACTURAS | | | | | | | 94 |
| | | RMR AJUSTADO | | | | | | | 94 |
| | | CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | 94 |
| | | RMR | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | 40 - 21 | 20 - 0 | | |
| | | DESCRIPCION | I MUY BUENA | II BUENA | III REGULAR | IV MALA | V MUY MALA | | |

| GRADO | INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO | RANGO RESIS. COMP. Mpa | ABREVIACION DE TIPO DE ROCA |
|-------|--|------------------------|--|
| R1 | Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desconcha con una cuchilla | 1.0 - 5.0 | And Andesita |
| R2 | Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | 5 - 25 | Bx Brecha andesitica Tf Tufo andesitico |
| R3 | No se rajan ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | 25 - 50 | Dom Domo Min Mineral |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo | 50 - 100 | |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | 100 - 250 | |
| R6 | Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo | >250 | |

| GRADO | INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION | ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS |
|-----------------|--|--------------------------------------|
| I SANA | Ningun signo de alteracion en el material rocoso. Quizás lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades principales | D DIACLASA F FALLA |
| II LIGERO | La decoloracion indica alteracion del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condicion sana. | Ct CONTACTO S-est SEUDO-ESTRATOS |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso. | Vh VENILLA Gt GRIETAS |
| IV MUY ALTERED. | Más de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. | |
| V DESCOM PU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. | |

| ABREVI. | ESPACIAMIENTO | ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO |
|---------|---------------|----------------------------------|
| 1 | >2 m | Ox OXIDO Bx BRECHA |
| 2 | 0.6 - 2 m | MI MINERAL SI SLICE |
| 3 | 0.2 - 0.6 m | Cal CALCITA Se SERICITA |
| 4 | 0.06 - 0.2 m | Prz PANIZO |
| 5 | <0.06 m | ArC ARCILLA Ca CARBONATO |

| ABREVI. | COMENTARIOS ADICIONALES |
|---------|-------------------------|
| | |



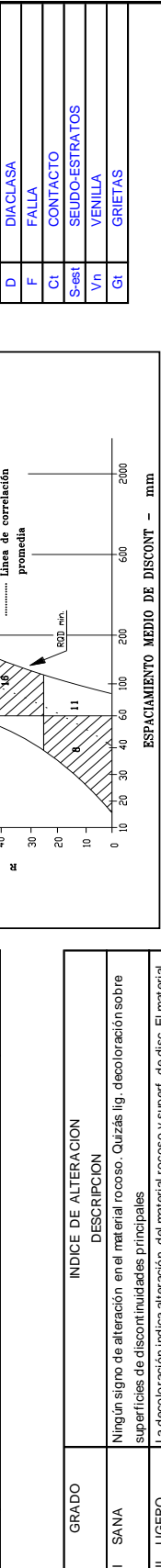
DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo

LUGAR: **VNO1SE (Caja Piso)**
NIVEL: **3240**
LABOR: **GL190 SE**

FOR: **ACM**
FECHA: **21/02/2019**
HOJA:

| ESTACION | | ORIENTACION DE LA CARA | | TRAMO | | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | |
|-------------|-------------|------------------------|------------|---------------------|---------|---------------------------------------|----------------|
| E0 - 01 | | RUMBO | BUZAMIENTO | DESDE | HASTA | PARAMETRO | VALOR ESTIMADO |
| A | | TIPO DE ROCA | | FRECUENCIA FRACTURA | | RANGO DE VALORES | |
| | | % | B | Nº fract./m. | % | VALOR ESTIMADO | |
| TIPO | ORIENTACION | ESPACIAMIENTO | TIPO | RELLENO | ESPESOR | COMENTARIOS | |
| DIR. BUZAM. | | | | | | | |
| F | 35 | 68 | 2 - 10 cm | Phz | 10 cm | Falla Humeda (HD) | |
| D | 205 | 68 | 5 - 20 cm | - | 4 cm | Sin relleno (HD) | |
| F | 58 | 85 | - | - | - | (HD) | |
| F | 170 | 60 | 2 - 10 cm | Cz trit. | 2 cm | Unite con roca piso (HD) | |
| F | 320 | 85 | 5 - 10 cm | Ox | -2 mm | Limite con roca piso (H) | |
| D | 85 | 80 | - | - | - | (H) | |

| R.M.R. | | CLASE DE MACIZO ROCOSO | |
|-------------|----------|------------------------|---------|
| DESCRIPCION | | RANGO RESIS. COMP. Mpa | |
| I MUY BUENA | 100 - 81 | I BUENA | 80 - 61 |
| II BUENA | 80 - 61 | II REGULAR | 60 - 41 |
| III REGULAR | 60 - 41 | III MUY MALA | 40 - 21 |
| IV MUY MALA | 40 - 21 | V MUY MALA | 20 - 0 |



| ABREVIA. ESPACIAMIENTO | | ABREVIA. ESPACIAMIENTO | |
|------------------------|--------------|------------------------|-----------|
| DESCRIPCION | | DESCRIPCION | |
| 1 | > 2 m | Bx | BRECHA |
| 2 | 0.6 - 2 m | Mi | MINERAL |
| 3 | 0.2 - 0.6 m | Ca | CALCITA |
| 4 | 0.06 - 0.2 m | Phz | PANIZO |
| 5 | < 0.06 m | Arc | ARCILLA |
| | | Cr | CARBONATO |

| R.M.R. | | CLASE DE MACIZO ROCOSO | |
|-------------|----------|------------------------|---------|
| DESCRIPCION | | RANGO RESIS. COMP. Mpa | |
| I MUY BUENA | 100 - 81 | I BUENA | 80 - 61 |
| II BUENA | 80 - 61 | II REGULAR | 60 - 41 |
| III REGULAR | 60 - 41 | III MUY MALA | 40 - 21 |
| IV MUY MALA | 40 - 21 | V MUY MALA | 20 - 0 |

| ABREVIA. ESPACIAMIENTO | | ABREVIA. ESPACIAMIENTO | |
|------------------------|---------|------------------------|-----------|
| DESCRIPCION | | DESCRIPCION | |
| Bx | BRECHA | Mi | MINERAL |
| Ca | CALCITA | Phz | PANIZO |
| Arc | ARCILLA | Cr | CARBONATO |

| ABREVIA. ESPACIAMIENTO | | ABREVIA. ESPACIAMIENTO | |
|------------------------|---------|------------------------|-----------|
| DESCRIPCION | | DESCRIPCION | |
| Bx | BRECHA | Mi | MINERAL |
| Ca | CALCITA | Phz | PANIZO |
| Arc | ARCILLA | Cr | CARBONATO |

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo

LUGAR: _____
NIVEL: _____
LABOR: _____

EST (CAJA TECHO)
3240
GL190 SE

TRAMO: _____
RUMBO: _____ BUZAMIENTO: _____
DESIDRE: **0+1** HASTA: **0+003**
FRECUENCIA FRACTURA: _____
N° Fract. / ml. _____

ACM
POR: _____
FECHA: **21/02/2019**
HOJA: _____

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)

| PARAMETRO | RANGO DE VALORES | | | | | | | | | | VALORACI. |
|--|------------------|---------------|-------------|-----------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | |
| R. COMPRESION UNIAIAL (MPa) | >250 | 100-250 | 75-90 | 50-100 | 25-50 | <25 | <25(2) | <5(1) | <1(0) | | 7 |
| ROD % | 90-100 | 75-90 | 60-75 | 50-75 | 40-50 | 30-40 | 20-30 | 10-20 | 5-10 | <5 | 8 |
| ESPACIAMIENTO (m) | <1m | 1-3m | 3-6m | 6-10m | 10-20m | 20-30m | 30-40m | 40-50m | 50-60m | >60m | 8 |
| CONDICION DE RUGOSIDAD | Cerrada | 1-3m Long. | 3-10m | 0.2-0.6 | 0.06-0.2 | 0.01-0.06 | 0.001-0.01 | 0.0001-0.0001 | 0.00001-0.00001 | <0.00001 | 8 |
| DE JUNTAS | Muy rugosa | Rugosa | Ligerosa | Lisa | Espejo de falla | Espejo de falla | Espejo de falla | Espejo de falla | Espejo de falla | Espejo de falla | 5 |
| RELLENO | Limpia | Duro <5mm | Duro <5mm | Duro <5mm | Muy Alterada | Muy Alterada | Muy Alterada | Muy Alterada | Muy Alterada | Muy Alterada | 1 |
| ALTERACION | Sana | Lig. Alterada | Humedo | Mojado | Flujo | | | | | | 2 |
| AGUA SUBTERRANEA | Seco | | | | | | | | | | 6 |
| VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoración 1a 5) = 49 | | | | | | | | | | | |
| AJUSTE POR ORIENTACION DE FRACTURAS | | | | | | | | | | | |
| RMR AJUSTADO | | | | | | | | | | | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | | | | | |
| RMR | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | 40 - 21 | 20 - 0 | | | | | | 49 |
| DESCRIPCION | I MUY BUENA | II BUENA | III REGULAR | IV MALA | V MUY MALA | | | | | | |

CORRELACION RQD vs ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES

ESPACIAMIENTO MEDIO DE DISCONT. - mm

| ABREVIAS | ESPACIAMIENTO |
|----------|---------------|
| 1 | > 2 m |
| 2 | 0.6 - 2 m |
| 3 | 0.2 - 0.6 m |
| 4 | 0.06 - 0.2 m |
| 5 | < 0.06 m |

ABREVIAS DE TIPOS DE RELENO

| Ox | Bx | BRECHA |
|----|----|-----------|
| Ox | Bx | BRECHA |
| Mi | Si | SILICE |
| Ca | Se | SERICITA |
| Pz | Pz | PANZO |
| Ar | Ar | ARCILLA |
| Ca | Ca | CARBONATO |

ABREVIAS DE TIPOS DE RELENO

| Ox | Bx | BRECHA |
|----|----|-----------|
| Ox | Bx | BRECHA |
| Mi | Si | SILICE |
| Ca | Se | SERICITA |
| Pz | Pz | PANZO |
| Ar | Ar | ARCILLA |
| Ca | Ca | CARBONATO |

INDICE DE RESISTENCIAS

| GRADO | INDICE DE RESISTENCIAS | RANGORESIS. COMP. Mpa |
|-------|--|-----------------------|
| R1 | Delznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla | 10 - 50 |
| R2 | Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | 5 - 25 |
| R3 | No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | 25 - 50 |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo | 50 - 100 |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | 100 - 250 |
| R6 | Solo se rompe esquinillas de la muestra con el martillo | > 250 |

INDICE DE ALTERACION

| GRADO | INDICE DE ALTERACION | DESCRIPCION |
|-----------------|--|-------------|
| I SANA | Ningun signo de alteracion en el material rocoso. Quizás lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades principales | |
| II LIGERO | La decoloracion indica alteracion, del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana. | |
| III MODERADA | Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso. | |
| IV MUY ALTERED. | Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. | |
| V DESCOMP. PU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. | |

Mapeo geomecánico por celdas Veta Zorro Rojo nivel 3285, ByPass 218 SE.

| DATOS DE MAPEO GEOMECANICO | | LUGAR: By Pass 218 SE | | POR: ACM | |
|---|---|---------------------------------------|-------------------|-----------------|----------------|
| UNIDAD MINERA ANTAPITE | | FECHA: 03/02/2019 | | HOJA: 1 | |
| Veta Zorro Rojo | | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | VALORACI. | |
| Nº ESTACION | ORIENTACION DE LA CARA | TRAMO | | | |
| | RUMBO. | DESDE | HASTA | | |
| | | FRECUENCIA FRACTURA | | | |
| | | Nº Fract./ ml. | | | |
| | | % | | | |
| TIPO DE ROCA | | | | | |
| A | % | B | | | |
| TIPO ESTRUCT. | ORIENTACION BUZAMIENTO | RELENO | ESPACIAMIENTO | ESPAZAMIENTO | VALOR ESTIMADO |
| D | DIR. BUZAM. 85 76 | TIPO ESPESOR | COMENTARIOS | | |
| D | 100 89 | Cal. A/c | <5 mm | | |
| D | 65 86 | Cal. A/c | <5 mm | | |
| D | 60 90 | Cal. A/c | <5 mm | | |
| D | 220 70 | Cal. A/c | <5 mm | | |
| D | 280 85 | Cal. Phz | <5 mm | | |
| D | 35 25 | Cal. Phz | <5 mm | | |
| D | 240 60 | Cal. Phz | <5 mm | | |
| D | 200 90 | Cal. Ox | <5 mm | | |
| INDICE DE RESISTENCIAS | | | | | |
| R1 | Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla | RANGO RESIS. COMP. Mpa | | | |
| R2 | Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | 10 - 50 | | | |
| R3 | No se rayan ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | 5 - 25 | | | |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo | 25 - 50 | | | |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | 50 - 100 | | | |
| R6 | Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo | 100 - 250 | | | |
| | | > 250 | | | |
| INDICE DE ALTERACION | | | | | |
| I SANA | Ningun signo de alteracion en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales | | | | |
| II LIGERO | La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana. | | | | |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un núcleo continuo o como núcleo rocoso. | | | | |
| IV MUY ALTER. | Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. | | | | |
| V DESCOMP.U. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELENO | | | | | |
| 1 | >2 m | Ox | OXIDO | Bx | BRECHA |
| 2 | 0.6 - 2 m | Mi | MINERAL | Si | SILICE |
| 3 | 0.2 - 0.6 m | Cal | CALCITA | Se | SERICITA |
| 4 | 0.06 - 0.2 m | Phz | PANIZO | Atc | ARCILLA |
| 5 | <0.06 m | Ca | CARBONATO | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE DISCONTINUIDADES | | | | | |
| D | DIACLASA | F | FALLA | CL | CONTACTO |
| Sest | SEUDO-ESTRATOS | Vn | VENILLA | Gh | GRIETAS |
| And | Andesita | Bx | Brecha andesítica | Dom | Domos |
| Tf | Tufo andesítico | Min | Mineral | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS | | | | | |
| ABREVIACION DE TIPO DE ROCA | | | | | |
| COMENTARIOS ADICIONALES | | | | | |
| VALOR TOTAL RMR BASICO (suma de valoración 1a 5) = | | | | | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | |
| ABAJUSTADO | | | | | |
| AJUSTE POR ORIENTACION DE FRACTURAS | | | | | |
| RMR AJUSTADO | | | | | |
| DESCRIPCION | | | | | |
| VALOR ESTIMADO | | | | | |
| COMENTARIOS | | | | | |

CORRELACION RQD vs ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELENO

| | | | | | |
|---|--------------|-----|-----------|-----|----------|
| 1 | >2 m | Ox | OXIDO | Bx | BRECHA |
| 2 | 0.6 - 2 m | Mi | MINERAL | Si | SILICE |
| 3 | 0.2 - 0.6 m | Cal | CALCITA | Se | SERICITA |
| 4 | 0.06 - 0.2 m | Phz | PANIZO | Atc | ARCILLA |
| 5 | <0.06 m | Ca | CARBONATO | | |

ABREVIATURAS DE TIPOS DE DISCONTINUIDADES

| | |
|------|----------------|
| D | DIACLASA |
| F | FALLA |
| CL | CONTACTO |
| Sest | SEUDO-ESTRATOS |
| Vn | VENILLA |
| Gh | GRIETAS |

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA

| | |
|-----|-------------------|
| And | Andesita |
| Bx | Brecha andesítica |
| Tf | Tufo andesítico |
| Dom | Domos |
| Min | Mineral |

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

| | |
|------|----------------|
| D | DIACLASA |
| F | FALLA |
| CL | CONTACTO |
| Sest | SEUDO-ESTRATOS |
| Vn | VENILLA |
| Gh | GRIETAS |



DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo



LUGAR:
NIVEL:
LABOR:

By Pass 218 SE
3285



POR: **ACM**
FECHA: **13/02/2019**
HOJA: **1**

| ESTACION | | ORIENTACION DE LA CARA | | TRAMO | | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | | | | | | | | | | | | | VALORACI. | | | | |
|--------------|--|------------------------|--|------------|--|---------------------------------------|--|--------------|--|-----------------------------|--|-----------|--|--|--|--|--|--|--|-----------|--|----|--|-----------------|
| 1 | | RUMBO. | | BUZAMIENTO | | DESDE | | HASTA | | FRECUENCIA FRACTURA | | PARAMETRO | | | | | | | | | | | | R.M.R. AJUSTADO |
| A | | % | | B | | % | | N° Fract./m. | | RANGO DE VALORES | | | | | | | | | | | | 68 | | |
| TIPO DE ROCA | | ESPACIAMIENTO | | TIPO | | RELLENO | | COMENTARIOS | | VALOR ESTIMADO | | | | | | | | | | | | 68 | | |
| DIR. BUZAM. | | ESPACIAMIENTO | | TIPO | | ESPESOR | | | | R. COMPRESION UNIAIAL (MPa) | | | | | | | | | | | | 68 | | |
| J | | 90 | | >20 cm | | - | | (H) | | ROD % | | | | | | | | | | | | 68 | | |
| J | | 140 | | >20 cm | | - | | (H) | | ESPACIAMIENTO (m) | | | | | | | | | | | | 68 | | |
| J | | 95 | | >20 cm | | - | | (H) | | CONDICION | | | | | | | | | | | | 68 | | |
| J | | 70 | | >20 cm | | - | | (H) | | ABERTURA | | | | | | | | | | | | 68 | | |
| | | | | | | | | | | DE | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | RUGOSIDAD | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | UNION | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | ALTERACION | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | AGUA SUBTERRANEA | | | | | | | | | | | | | | |

| VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoración 1a 5) = | | | | |
|--|-------------|----------|-------------|------------|
| AJUSTE POR ORIENTACION DE FRACTURAS | | | | |
| RMR AJUSTADO | | | | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | |
| RMR | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | 40 - 21 |
| DESCRIPCION | I MUY BUENA | II BUENA | III REGULAR | IV MALA |
| | | | | V MUY MALA |
| | | | | 68 |

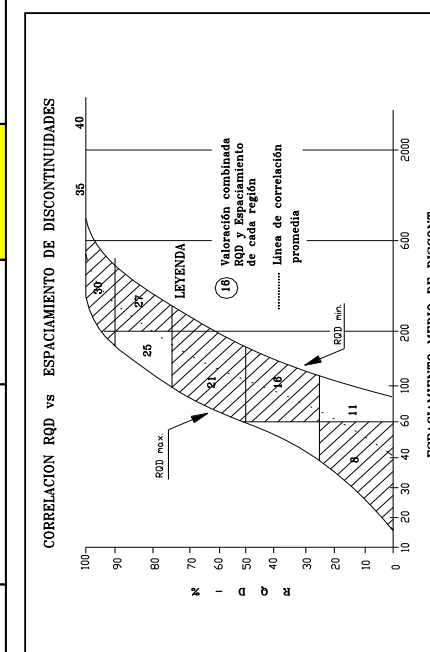
| GRADO | INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO | RANGO RESIS. COMP. Mpa |
|-------|--|------------------------|
| R1 | Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla | 10 - 50 |
| R2 | Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta) | 5 - 25 |
| R3 | No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo | 25 - 50 |
| R4 | La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo | 50 - 100 |
| R5 | Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra | 100 - 250 |
| R6 | Solo se rompe esquivando de la muestra con el martillo | > 250 |

| GRADO | INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION |
|----------------|--|
| I SANA | Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales |
| II LIGERO | La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana. |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso. |
| IV MUY ALTERD. | Más de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso. |
| V DESCOMPU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. |

| ABREVIAT. | ESPACIAMIENTO | ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO |
|-----------|---------------|----------------------------------|
| 1 | >2 m | Ox OXIDO |
| 2 | 0.6 - 2 m | Mi MINERAL |
| 3 | 0.2 - 0.6 m | CaL CALCITA |
| 4 | 0.06 - 0.2 m | Pz PANIZO |
| 5 | <0.06 m | ArC ARCILLA |
| | | Ca CARBONATO |

| ABREVIATURAS DE TIPOS DE DISCONTINUIDADES | |
|---|----------------|
| D | DIACLASA |
| F | FALLA |
| Ct | CONTACTO |
| Se-est | SEUDO-ESTRATOS |
| Vh | VENILLA |
| Gt | GRIETAS |

| ABREVIATURAS DE TIPOS DE TIPO DE ROCA | |
|---------------------------------------|-------------------|
| And | Andésita |
| Bx | Brecha andesítica |
| Tt | Tufo andesítico |
| Dom | Domos |
| Mih | Mineral |



| ABREVIATURAS DE TIPOS DE TIPO DE TIPO DE ROCA | |
|---|-------------------|
| And | Andésita |
| Bx | Brecha andesítica |
| Tt | Tufo andesítico |
| Dom | Domos |
| Mih | Mineral |

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo

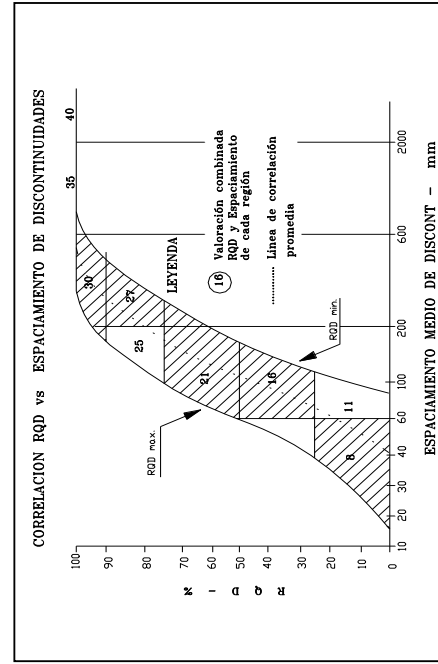


LUGAR: **By Pass 218 SE**
NIVEL: **3285**
LABOR:



POR: **ACM**
FECHA: **13/02/2019**
HOJA: **2**

| N° ESTACION | | ORIENTACION DE LA CARA | | TRAMO | | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | RANGO DE VALORES | | VALORACION | | | | |
|---|-----|------------------------|------------|------------|-------|---------------------------------------|--|-------------------------------|-------------------|-------------------------------|--------------------|-------------------|---------------------|----|
| EG - 02 | | RUMBO. | BUZAMIENTO | DESDE | HASTA | FRECUENCIA FRACTURA | | PARAMETRO | | VALOR | | | | |
| A | | TIPO DE ROCA | | % | | N° Fract./ m. | | R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa) | | R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa) | | | | |
| TIPO | | ORIENTACION | | RELENO | | COMENTARIOS | | ESPACIAMIENTO (m) | | VALOR ESTIMADO | | | | |
| DIR. BUZAM. | | BUZAMIENTO | | TIPO | | ESPOSOR | | CONDICION | | VALOR | | | | |
| D | 255 | 78 | 20 - 60 cm | - | (H) | | | <1m long. (6) | 1-3m Long. (4) | 100-250 (12) | 50-100 (7) | 25-50 (4) | -25(2) -5(1) <1(0) | 1 |
| D | 330 | 73 | 0 - 60 cm | - | (H) | | | Cerrada (6) | <0.1mm apert. (5) | 75-90 (17) | 50-75 (13) | 25-50 (8) | -25 (3) | 2 |
| D | 260 | 83 | 0 - 60 cm | - | (H) | | | Muy rugosa (6) | 0.1-1.0mm (4) | 0.6-2 (15) | 0.2-0.6 (10) | 0.06-0.2 (8) | <0.06 (5) | 3 |
| F | 170 | 65 | 10 - 15 cm | - | (HD) | | | Limpia (6) | Duro <5mm (4) | 3-10m (2) | 3-10m (2) | 10-20m (1) | >20 m (0) | 4 |
| D | 245 | 88 | 20 - 60 cm | - | (H) | | | Sana (6) | Lig. rugosa (5) | 0.1-1.0mm (4) | 0.1-1.0mm (4) | 1-5 mm (1) | Espejo de falla (0) | 4C |
| F | 145 | 86 | 10 cm | Roca Trit. | (H) | | | Seco (6) | Duro <5mm (4) | Mod. Alterada. (3) | Mod. Alterada. (3) | Muy Alterada. (2) | Descompuesta (0) | 4E |
| | | | | | | | | Aguja Subteranea (X) | Humedo (10) | Mojado (7) | Geteeo (4) | Flujo (0) | 5 | 15 |
| | | | | | | | | | | | | | | 55 |
| | | | | | | | | | | | | | | 0 |
| | | | | | | | | | | | | | | 55 |
| VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoración 1 a 5) = | | | | | | | | | | | | | | |
| AJUSTE POR ORIENTACION DE FRACTURAS | | | | | | | | | | | | | | |
| RMR AJUSTADO | | | | | | | | | | | | | | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | | | | | | | | |
| DESCRIPCION | | | | | | | | | | | | | | |
| I MUY BUENA | | | | | | | | | | | | | | |
| II BUENA | | | | | | | | | | | | | | |
| III REGULAR | | | | | | | | | | | | | | |
| IV MALA | | | | | | | | | | | | | | |
| V MUY MALA | | | | | | | | | | | | | | |
| ABREVIACION DE TIPO DE ROCA | | | | | | | | | | | | | | |
| And | | | | | | | | | | | | | | |
| Bx | | | | | | | | | | | | | | |
| Tf | | | | | | | | | | | | | | |
| Dom | | | | | | | | | | | | | | |
| Min | | | | | | | | | | | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS | | | | | | | | | | | | | | |
| D | | | | | | | | | | | | | | |
| F | | | | | | | | | | | | | | |
| Ct | | | | | | | | | | | | | | |
| S-est | | | | | | | | | | | | | | |
| Vn | | | | | | | | | | | | | | |
| Gt | | | | | | | | | | | | | | |
| COMENTARIOS ADICIONALES | | | | | | | | | | | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO | | | | | | | | | | | | | | |
| Ox | | | | | | | | | | | | | | |
| MI | | | | | | | | | | | | | | |
| Cal | | | | | | | | | | | | | | |
| Pzt | | | | | | | | | | | | | | |
| Arc | | | | | | | | | | | | | | |
| Ca | | | | | | | | | | | | | | |
| ABREVIATURAS DE TIPOS DE DISCONTINUIDADES | | | | | | | | | | | | | | |
| 1 | | | | | | | | | | | | | | |
| 2 | | | | | | | | | | | | | | |
| 3 | | | | | | | | | | | | | | |
| 4 | | | | | | | | | | | | | | |
| 5 | | | | | | | | | | | | | | |



| GRADO | INDICE DE ALTERACION | RANGO RESIS. COMP. MPa |
|-----------------|--|------------------------|
| I SANA | Ningun signo de alteracion en el material rocoso. Quizás lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades principales | 10 - 5.0 |
| II LIGERO | La decoloracion indica alteracion del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condicion sana. | 5 - 25 |
| III MODERADA | Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como nucleo rocoso. | 25 - 50 |
| IV MUY ALTERED. | Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un nucleo rocoso. | 50 - 100 |
| V DESCOMPU. | Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta. | 100 - 250 |
| | | > 250 |

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo

By Pass 218 SE
3285



LUGAR: _____
NIVEL: _____
LABOR: _____

POR: **ACM**
FECHA: **13/02/2019**
HOJA: **3**

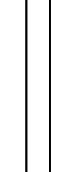
| ESTACION | | ORIENTACION DE LA CARA | | TRAMO | | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | RANGO DE VALORES | | VALORACION | |
|--------------|-----|------------------------|------------|---------------------|-------|---------------------------------------|--|--------------------|---------------------|------------|---|
| EG - 03 | | RUMBO | BUZAMIENTO | DESDE | HASTA | PARAMETRO | | VALOR ESTIMADO | | VALORACION | |
| TIPO DE ROCA | | TIPO DE ROCA | | FRECUENCIA FRACTURA | | R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa) | | RANGO DE VALORES | | VALORACION | |
| A | | B | | % | | N° Fract. / m. | | RANGO DE VALORES | | VALORACION | |
| TIPO | | ORIENTACION | | RELENO | | COMENTARIOS | | RANGO DE VALORES | | VALORACION | |
| DIR. BUZAM. | | ESPACIAMIENTO | | TIPO | | ESPEJOR | | RANGO DE VALORES | | VALORACION | |
| F | 270 | 75 | 20 - 60 cm | Roca Trit. | 20 cm | (H) | | 25-50 (4) | -25(2) -5(1) <1(0) | 1 | 7 |
| F | 56 | 72 | 10 - 20 cm | Roca Trit. | 1m | humeda (H) | | 25-50 (8) | -25 | 2 | 8 |
| F | 75 | 85 | 10 - 20 cm | Roca Trit. | 1m | humeda (HD) | | 0.06-0.2 (6) | <0.06 | 3 | 8 |
| | | | | | | | | 3-10m (2) | >20 m | 4A | 2 |
| | | | | | | | | 1-3m Long. (4) | >5mm (0) | 4B | 1 |
| | | | | | | | | 0.2-0.6 (10) | >5mm (0) | 4C | 1 |
| | | | | | | | | 0.1-1.0mm (4) | >5mm (0) | 4D | 0 |
| | | | | | | | | 1-5 mm (1) | Espejo de falla (0) | 4E | 3 |
| | | | | | | | | Lig. rugosa (3) | Suave <5mm (1) | 4F | 0 |
| | | | | | | | | Lig. rugosa (6) | Suave >5mm (0) | 4G | 0 |
| | | | | | | | | Duro <5mm (4) | Descompuesta (0) | 4H | 0 |
| | | | | | | | | Limpia (6) | Muy Alterada. (2) | 4I | 0 |
| | | | | | | | | Sana (6) | Mojado (7) | 4J | 0 |
| | | | | | | | | Lig. Alterada. (5) | Flujo (0) | 4K | 0 |
| | | | | | | | | Humedo (10) | | 4L | 0 |
| | | | | | | | | Seco (15) | | 4M | 0 |
| | | | | | | | | | | 4N | 0 |
| | | | | | | | | | | 4O | 0 |
| | | | | | | | | | | 4P | 0 |
| | | | | | | | | | | 4Q | 0 |
| | | | | | | | | | | 4R | 0 |
| | | | | | | | | | | 4S | 0 |
| | | | | | | | | | | 4T | 0 |
| | | | | | | | | | | 4U | 0 |
| | | | | | | | | | | 4V | 0 |
| | | | | | | | | | | 4W | 0 |
| | | | | | | | | | | 4X | 0 |
| | | | | | | | | | | 4Y | 0 |
| | | | | | | | | | | 4Z | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AA | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AB | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AC | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AD | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AE | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AF | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AG | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AH | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AI | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AJ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AK | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AL | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AM | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AN | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AO | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AP | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AQ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AR | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AS | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AT | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AU | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AV | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AW | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AX | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AY | 0 |
| | | | | | | | | | | 4AZ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BA | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BB | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BC | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BD | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BE | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BF | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BG | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BH | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BI | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BJ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BK | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BL | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BM | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BN | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BO | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BP | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BQ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BR | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BS | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BT | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BU | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BV | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BW | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BX | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BY | 0 |
| | | | | | | | | | | 4BZ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CA | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CB | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CC | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CD | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CE | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CF | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CG | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CH | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CI | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CJ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CK | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CL | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CM | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CN | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CO | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CP | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CQ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CR | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CS | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CT | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CU | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CV | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CW | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CX | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CY | 0 |
| | | | | | | | | | | 4CZ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DA | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DB | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DC | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DD | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DE | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DE | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DF | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DG | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DH | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DI | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DJ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DK | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DL | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DM | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DN | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DO | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DP | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DQ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DR | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DS | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DT | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DU | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DV | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DW | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DX | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DY | 0 |
| | | | | | | | | | | 4DZ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EA | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EB | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EC | 0 |
| | | | | | | | | | | 4ED | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EE | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EE | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EF | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EG | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EH | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EI | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EJ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EK | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EL | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EM | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EN | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EO | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EP | 0 |
| | | | | | | | | | | 4EQ | 0 |
| | | | | | | | | | | 4ER | 0 |
| | | | | | | | | | | | |



DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
UNIDAD MINERA ANTAPITE
Veta Zorro Rojo



By Pass 218 SE
3285



ACM
13/02/2019
5

LUGAR:
NIVEL:
LABOR:

| | | | | | | | |
|-------------------------------|--|------------------------|--|------------------|--|---------------------------------------|--|
| Nº ESTACION EG - 05 | | ORIENTACION DE LA CARA | | TRAMO | | VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | |
| RUMBO. | | BUZAMIENTO | | DESDE | | HASTA | |
| | | | | 00+020 | | 00+025 | |
| TIPO DE ROCA | | FRECUENCIA FRACTURA | | RANGO DE VALORES | | | |
| % | | % | | VALOR ESTIMADO | | | |
| A | | B | | VALORACI. | | | |
| | | | | 1 4 | | | |
| | | | | 2 8 | | | |
| | | | | 3 8 | | | |
| | | | | 4A 2 | | | |
| | | | | 4B 0 | | | |
| | | | | 4C 3 | | | |
| | | | | 4D 0 | | | |
| | | | | 4E 5 | | | |
| | | | | 4F 15 | | | |
| | | | | 4G 45 | | | |
| | | | | 4H 45 | | | |
| | | | | 4I 45 | | | |
| | | | | 4J 45 | | | |
| | | | | 4K 45 | | | |
| | | | | 4L 45 | | | |
| | | | | 4M 45 | | | |
| | | | | 4N 45 | | | |
| | | | | 4O 45 | | | |
| | | | | 4P 45 | | | |
| | | | | 4Q 45 | | | |
| | | | | 4R 45 | | | |
| | | | | 4S 45 | | | |
| | | | | 4T 45 | | | |
| | | | | 4U 45 | | | |
| | | | | 4V 45 | | | |
| | | | | 4W 45 | | | |
| | | | | 4X 45 | | | |
| | | | | 4Y 45 | | | |
| | | | | 4Z 45 | | | |
| | | | | 4AA 45 | | | |
| | | | | 4AB 45 | | | |
| | | | | 4AC 45 | | | |
| | | | | 4AD 45 | | | |
| | | | | 4AE 45 | | | |
| | | | | 4AF 45 | | | |
| | | | | 4AG 45 | | | |
| | | | | 4AH 45 | | | |
| | | | | 4AI 45 | | | |
| | | | | 4AJ 45 | | | |
| | | | | 4AK 45 | | | |
| | | | | 4AL 45 | | | |
| | | | | 4AM 45 | | | |
| | | | | 4AN 45 | | | |
| | | | | 4AO 45 | | | |
| | | | | 4AP 45 | | | |
| | | | | 4AQ 45 | | | |
| | | | | 4AR 45 | | | |
| | | | | 4AS 45 | | | |
| | | | | 4AT 45 | | | |
| | | | | 4AU 45 | | | |
| | | | | 4AV 45 | | | |
| | | | | 4AW 45 | | | |
| | | | | 4AX 45 | | | |
| | | | | 4AY 45 | | | |
| | | | | 4AZ 45 | | | |
| | | | | 4BA 45 | | | |
| | | | | 4BB 45 | | | |
| | | | | 4BC 45 | | | |
| | | | | 4BD 45 | | | |
| | | | | 4BE 45 | | | |
| | | | | 4BF 45 | | | |
| | | | | 4BG 45 | | | |
| | | | | 4BH 45 | | | |
| | | | | 4BI 45 | | | |
| | | | | 4BJ 45 | | | |
| | | | | 4BK 45 | | | |
| | | | | 4BL 45 | | | |
| | | | | 4BM 45 | | | |
| | | | | 4BN 45 | | | |
| | | | | 4BO 45 | | | |
| | | | | 4BP 45 | | | |
| | | | | 4BQ 45 | | | |
| | | | | 4BR 45 | | | |
| | | | | 4BS 45 | | | |
| | | | | 4BT 45 | | | |
| | | | | 4BU 45 | | | |
| | | | | 4BV 45 | | | |
| | | | | 4BW 45 | | | |
| | | | | 4BX 45 | | | |
| | | | | 4BY 45 | | | |
| | | | | 4BZ 45 | | | |
| | | | | 4CA 45 | | | |
| | | | | 4CB 45 | | | |
| | | | | 4CC 45 | | | |
| | | | | 4CD 45 | | | |
| | | | | 4CE 45 | | | |
| | | | | 4CF 45 | | | |
| | | | | 4CG 45 | | | |
| | | | | 4CH 45 | | | |
| | | | | 4CI 45 | | | |
| | | | | 4CJ 45 | | | |
| | | | | 4CK 45 | | | |
| | | | | 4CL 45 | | | |
| | | | | 4CM 45 | | | |
| | | | | 4CN 45 | | | |
| | | | | 4CO 45 | | | |
| | | | | 4CP 45 | | | |
| | | | | 4CQ 45 | | | |
| | | | | 4CR 45 | | | |
| | | | | 4CS 45 | | | |
| | | | | 4CT 45 | | | |
| | | | | 4CU 45 | | | |
| | | | | 4CV 45 | | | |
| | | | | 4CW 45 | | | |
| | | | | 4CX 45 | | | |
| | | | | 4CY 45 | | | |
| | | | | 4CZ 45 | | | |
| | | | | 4DA 45 | | | |
| | | | | 4DB 45 | | | |
| | | | | 4DC 45 | | | |
| | | | | 4DD 45 | | | |
| | | | | 4DE 45 | | | |
| | | | | 4DF 45 | | | |
| | | | | 4DG 45 | | | |
| | | | | 4DH 45 | | | |
| | | | | 4DI 45 | | | |
| | | | | 4DJ 45 | | | |
| | | | | 4DK 45 | | | |
| | | | | 4DL 45 | | | |
| | | | | 4DM 45 | | | |
| | | | | 4DN 45 | | | |
| | | | | 4DO 45 | | | |
| | | | | 4DP 45 | | | |
| | | | | 4DQ 45 | | | |
| | | | | 4DR 45 | | | |
| | | | | 4DS 45 | | | |
| | | | | 4DT 45 | | | |
| | | | | 4DU 45 | | | |
| | | | | 4DV 45 | | | |
| | | | | 4DW 45 | | | |
| | | | | 4DX 45 | | | |
| | | | | 4DY 45 | | | |
| | | | | 4DZ 45 | | | |
| | | | | 4EA 45 | | | |
| | | | | 4EB 45 | | | |
| | | | | 4EC 45 | | | |
| | | | | 4ED 45 | | | |
| | | | | 4EE 45 | | | |
| | | | | 4EF 45 | | | |
| | | | | 4EG 45 | | | |
| | | | | 4EH 45 | | | |
| | | | | 4EI 45 | | | |
| | | | | 4EJ 45 | | | |
| | | | | 4EK 45 | | | |
| | | | | 4EL 45 | | | |
| | | | | 4EM 45 | | | |
| | | | | 4EN 45 | | | |
| | | | | 4EO 45 | | | |
| | | | | 4EP 45 | | | |
| | | | | 4EQ 45 | | | |
| | | | | 4ER 45 | | | |
| | | | | 4ES 45 | | | |
| | | | | 4ET 45 | | | |
| | | | | 4EU 45 | | | |
| | | | | 4EV 45 | | | |
| | | | | 4EW 45 | | | |
| | | | | 4EX 45 | | | |
| | | | | 4EY 45 | | | |
| | | | | 4EZ 45 | | | |
| | | | | 4FA 45 | | | |
| | | | | 4FB 45 | | | |
| | | | | 4FC 45 | | | |
| | | | | 4FD 45 | | | |
| | | | | 4FE 45 | | | |
| | | | | 4FF 45 | | | |
| | | | | 4FG 45 | | | |
| | | | | 4FH 45 | | | |
| | | | | 4FI 45 | | | |
| | | | | 4FJ 45 | | | |
| | | | | 4FK 45 | | | |
| | | | | 4FL 45 | | | |
| | | | | 4FM 45 | | | |
| | | | | 4FN 45 | | | |
| | | | | 4FO 45 | | | |
| | | | | 4FP 45 | | | |
| | | | | 4FQ 45 | | | |
| | | | | 4FR 45 | | | |
| | | | | 4FS 45 | | | |
| | | | | 4FT 45 | | | |
| | | | | 4FU 45 | | | |
| | | | | 4FV 45 | | | |
| | | | | 4FW 45 | | | |
| | | | | 4FX 45 | | | |
| | | | | 4FY 45 | | | |
| | | | | 4FZ 45 | | | |
| | | | | 4GA 45 | | | |
| | | | | 4GB 45 | | | |
| | | | | 4GC 45 | | | |
| | | | | 4GD 45 | | | |
| | | | | 4GE 45 | | | |
| | | | | 4GF 45 | | | |
| | | | | 4GG 45 | | | |
| | | | | 4GH 45 | | | |
| | | | | 4GI 45 | | | |
| | | | | 4GJ 45 | | | |
| | | | | 4GK 45 | | | |
| | | | | 4GL 45 | | | |
| | | | | 4GM 45 | | | |
| | | | | 4GN 45 | | | |
| | | | | 4GO 45 | | | |
| | | | | 4GP 45 | | | |
| | | | | 4GQ 45 | | | |
| | | | | 4GR 45 | | | |
| | | | | 4GS 45 | | | |
| | | | | 4GT 45 | | | |
| | | | | 4GU 45 | | | |
| | | | | 4GV 45 | | | |
| | | | | 4GW 45 | | | |
| | | | | 4GX 45 | | | |
| | | | | 4GY 45 | | | |
| | | | | 4GZ 45 | | | |
| | | | | 4HA 45 | | | |
| | | | | 4HB 45 | | | |
| | | | | 4HC 45 | | | |
| | | | | 4HD 45 | | | |
| | | | | 4HE 45 | | | |
| | | | | 4HF 45 | | | |
| | | | | 4HG 45 | | | |
| | | | | 4HH 45 | | | |
| | | | | 4HI 45 | | | |
| | | | | 4HJ 45 | | | |
| | | | | 4HK 45 | | | |
| | | | | 4HL 45 | | | |
| | | | | 4HM 45 | | | |
| | | | | 4HN 45 | | | |
| | | | | 4HO 45 | | | |
| | | | | 4HP 45 | | | |
| | | | | 4HQ 45 | | | |
| | | | | 4HR 45 | | | |
| | | | | 4HS 45 | | | |
| | | | | 4HT 45 | | | |
| | | | | 4HU 45 | | | |
| | | | | 4HV 45 | | | |
| | | | | 4HW 45 | | | |
| | | | | 4HX 45 | | | |
| | | | | 4HY 45 | | | |
| | | | | 4HZ 45 | | | |
| | | | | 4IA 45 | | | |
| | | | | 4IB 45 | | | |
| | | | | 4IC 45 | | | |
| | | | | 4ID 45 | | | |
| | | | | 4IE 45 | | | |
| | | | | 4IF 45 | | | |
| | | | | 4IG 45 | | | |
| | | | | 4IH 45 | | | |
| | | | | 4II 45 | | | |
| | | | | 4IJ 45 | | | |
| | | | | 4IK 45 | | | |
| | | | | 4IL 45 | | | |
| | | | | 4IM 45 | | | |
| | | | | 4IN 45 | | | |
| | | | | 4IO 45 | | | |
| | | | | 4IP 45 | | | |
| | | | | 4IQ 45 | | | |
| | | | | 4IR 45 | | | |
| | | | | 4IS 45 | | | |
| | | | | 4IT 45 | | | |
| | | | | 4IU 45 | | | |
| | | | | 4IV 45 | | | |
| | | | | 4IW 45 | | | |
| | | | | 4IX 45 | | | |
| | | | | 4IY 45 | | | |
| | | | | 4IZ 45 | | | |
| | | | | 4JA 45 | | | |
| | | | | 4JB 45 | | | |
| | | | | 4JC 45 | | | |
| | | | | 4JD 45 | | | |
| | | | | 4JE 45 | | | |
| | | | | 4JF 45 | | | |
| | | | | 4JG 45 | | | |
| | | | | 4JH 45 | | | |
| | | | | 4JI 45 | | | |
| | | | | 4JJ 45 | | | |
| | | | | 4JK 45 | | | |
| | | | | 4JL 45 | | | |
| | | | | 4JM 45 | | | |
| | | | | 4JN 45 | | | |
| | | | | 4JO 45 | | | |
| | | | | 4JP 45 | | | |
| | | | | 4JQ 45 | | | |
| | | | | 4JR 45 | | | |
| | | | | 4JS 45 | | | |
| | | | | 4JT 45 | | | |
| | | | | 4JU 45 | | | |
| | | | | 4JV 45 | | | |
| | | | | 4JW 45 | | | |
| | | | | 4JX 45 | | | |
| | | | | 4JY 45 | | | |
| | | | | 4JZ 45 | | | |
| | | | | 4KA 45 | | | |
| | | | | 4KB 45 | | | |
| | | | | 4KC 45 | | | |
| | | | | 4KD 45 | | | |
| | | | | 4KE 45 | | | |
| | | | | 4KF 45 | | | |
| | | | | 4KG 45 | | | |
| | | | | 4KH 45 | | | |
| | | | | 4KI 45 | | | |
| | | | | 4KJ 45 | | | |
| | | | | 4KK 45 | | | |
| | | | | 4KL 45 | | | |
| | | | | 4KM 45 | | | |
| | | | | 4KN 45 | | | |
| | | | | 4KO 45 | | | |
| | | | | 4KP 45 | | | |
| | | | | 4KQ 45 | | | |
| | | | | 4KR 45 | | | |
| | | | | 4KS 45 | | | |
| | | | | 4KT 45 | | | |
| | | | | 4KU 45 | | | |
| | | | | 4KV 45 | | | |
| | | | | 4KW 45 | | | |
| | | | | 4KX 45 | | | |
| | | | | | | | |



ANEXO I: Sondajes diamantinos Unidad Minera Antapite - Veta Zorro Rojo

| Hole: ANDH 17-02 | | Azimut: 29.5° | | | | Dip: 42.5° | | | |
|----------------------------------|---|---------------|-------------|-------------------------|----------------|----------------|---------|--------------|--------------|
| Rum | Descripción | Desde (m) | Hasta (m) | Intervalo perforado (m) | % Recuperación | Testigos >10cm | RQD % | Calificación | Recuperación |
| 1 | Cobertura (Suelo fino arenoso arcilloso) | 0.00 | 0.50 | 0.50 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.50 |
| 2 | | 0.50 | 1.00 | 0.50 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.50 |
| 3 | | 1.00 | 1.50 | 0.50 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.50 |
| 4 | | 1.50 | 2.60 | 1.10 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.10 |
| 5 | | 2.60 | 3.20 | 0.60 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.60 |
| 6 | | 3.20 | 4.20 | 1.00 | 90.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.90 |
| 7 | | 4.20 | 5.40 | 1.20 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.20 |
| 8 | | 5.40 | 6.10 | 0.70 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.70 |
| 9 | | 6.10 | 7.00 | 0.90 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.90 |
| 10 | | 7.00 | 8.20 | 1.20 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.20 |
| 11 | | 8.20 | 9.40 | 1.20 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.20 |
| 12 | | 9.40 | 10.30 | 0.90 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.90 |
| 13 | | 10.30 | 11.50 | 1.20 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.20 |
| 14 | | 11.50 | 12.00 | 0.50 | 60.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.30 |
| 15 | | 12.00 | 12.20 | 0.20 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.20 |
| 16 | | 12.20 | 13.00 | 0.80 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.80 |
| 17 | Toba andesítica, fuertemente meteorizadas, craqueladas. | 13.00 | 13.60 | 0.60 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.60 |
| 18 | | 13.60 | 14.40 | 0.80 | 87.50 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.70 |
| 19 | | 14.40 | 15.90 | 1.50 | 96.67 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.45 |
| 20 | | 15.90 | 17.40 | 1.50 | 93.33 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.40 |
| 21 | 17.40 | 19.00 | 1.60 | 100.00 | 0.80 | 50.00 | Regular | 1.60 | |
| 22 | Toba andesítica, propilitización débil a moderada, vllas Ca (1 - 5 mm). | 19.00 | 20.30 | 1.30 | 100.00 | 0.49 | 37.69 | Malo | 1.30 |
| 23 | | 20.30 | 21.90 | 1.60 | 100.00 | 1.50 | 93.75 | Muy bueno | 1.60 |
| 24 | | 21.90 | 23.50 | 1.60 | 100.00 | 1.55 | 96.87 | Muy bueno | 1.60 |
| 25 | | 23.50 | 25.10 | 1.60 | 100.00 | 1.25 | 78.12 | Bueno | 1.60 |
| 26 | | 25.10 | 26.70 | 1.60 | 100.00 | 1.45 | 90.63 | Muy bueno | 1.60 |
| 27 | | 26.70 | 28.30 | 1.60 | 100.00 | 1.50 | 93.75 | Muy bueno | 1.60 |
| 28 | | 28.30 | 29.80 | 1.50 | 100.00 | 1.50 | 100.00 | Muy bueno | 1.50 |
| 29 | | 29.80 | 31.40 | 1.60 | 100.00 | 1.60 | 100.00 | Muy bueno | 1.60 |
| 30 | | 31.40 | 32.80 | 1.40 | 100.00 | 1.30 | 92.86 | Muy bueno | 1.40 |
| 31 | | 32.80 | 34.40 | 1.60 | 100.00 | 1.60 | 100.00 | Muy bueno | 1.60 |
| 32 | | 34.40 | 35.90 | 1.50 | 100.00 | 1.20 | 80.00 | Bueno | 1.50 |
| 33 | | 35.90 | 37.10 | 1.20 | 100.00 | 1.05 | 87.50 | Bueno | 1.20 |
| 34 | | 37.10 | 38.20 | 1.10 | 81.82 | 0.70 | 63.64 | Regular | 0.90 |
| 35 | Bx de falla, c/panizo arcilloso. | 38.20 | 39.00 | 0.80 | 81.25 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.65 |
| 36 | Estructura mineralizada, c/frag. Qz Blanco. | 39.00 | 40.00 | 1.00 | 80.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.80 |
| 37 | | 40.00 | 40.60 | 0.60 | 83.33 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.50 |
| 38 | Bx de falla, panizo arcilloso. | 40.60 | 41.30 | 0.70 | 85.71 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.60 |
| 39 | Tobas argilizadas (Fuerte), propilitizadas, fract. Rell py (<2mm). | 41.30 | 42.50 | 1.20 | 91.67 | 0.12 | 10.00 | Muy malo | 1.10 |
| 40 | | 42.50 | 43.30 | 0.80 | 93.75 | 0.17 | 21.25 | Muy malo | 0.75 |
| 41 | | 43.30 | 43.90 | 0.60 | 91.67 | 0.20 | 33.33 | Malo | 0.55 |
| 42 | | 43.90 | 45.50 | 1.60 | 100.00 | 1.23 | 76.87 | Bueno | 1.60 |
| 43 | | 45.50 | 47.10 | 1.60 | 100.00 | 1.30 | 81.25 | Bueno | 1.60 |
| PROMEDIO RECUPERACIÓN (%) | | | | | 95.74 | | | | |
| RQD | Muy pobre | Pobre | Regular | Buena | Excelente | | | | |
| RANGO | 0.0 - 25.0 | 25.1 - 50.1 | 50.1 - 75.0 | 75.1 - 90.0 | 90.1 - 100 | | | | |



PROGRAMA SONDAJES DIAMANTINOS 2017 - UNIDAD MINERA ANTAPITE

ESTE: 493143,760 – NORTE: 8455193,200



| Hole: ANDH 17-02 | | | | | | Azimut: 335° | | Dip: 67° | |
|------------------|---|-----------|-----------|-------------------------|----------------|----------------|-----------|--------------|--------------|
| Rum | Descripción | Desde (m) | Hasta (m) | Intervalo perforado (m) | % Recuperación | Testigos >10cm | RQD % | Calificación | Recuperación |
| 1 | Cobertura (Suelo granular, matriz limoarcillosa) | 0.00 | 0.30 | 0.30 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.30 |
| 2 | | 0.30 | 0.70 | 0.40 | 75 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.30 |
| 3 | | 0.70 | 1.30 | 0.60 | 83 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.50 |
| 4 | | 1.30 | 2.50 | 1.20 | 67 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.80 |
| 5 | | 2.50 | 3.90 | 1.40 | 93 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.30 |
| 6 | | 3.90 | 4.60 | 0.70 | 71 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.50 |
| 7 | | 4.60 | 6.00 | 1.40 | 86 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.20 |
| 8 | | 6.00 | 6.40 | 0.40 | 75 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.30 |
| 9 | Toba andesítica, propilitización débil, craquelada, oxds Fe rell fracturas (<1mm). | 6.40 | 7.40 | 1.00 | 100 | 0.25 | 25.00 | Malo | 1.00 |
| 10 | | 7.40 | 8.00 | 0.60 | 100 | 0.10 | 16.67 | Muy malo | 0.60 |
| 11 | | 8.00 | 8.90 | 0.90 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.90 |
| 12 | | 8.90 | 9.70 | 0.80 | 100 | 0.20 | 25.00 | Malo | 0.80 |
| 13 | | 9.70 | 10.50 | 0.80 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.80 |
| 14 | | 10.50 | 11.70 | 1.20 | 100 | 0.36 | 30.00 | Malo | 1.20 |
| 15 | | 11.70 | 12.60 | 0.90 | 100 | 0.36 | 40.00 | Malo | 0.90 |
| 16 | | 12.60 | 13.40 | 0.80 | 100 | 0.26 | 32.50 | Malo | 0.80 |
| 17 | 13.40 | 13.60 | 0.20 | 100 | 0.10 | 50.00 | Regular | 0.20 | |
| 18 | Toba andesítica, propilitización débil a moderada, vllas rell con Ca (1-10 mm), Py, trazas. | 13.60 | 14.20 | 0.60 | 100 | 0.44 | 73.33 | Regular | 0.60 |
| 19 | | 14.20 | 15.30 | 1.10 | 100 | 0.99 | 90.00 | Bueno | 1.10 |
| 20 | | 15.30 | 16.40 | 1.10 | 100 | 1.09 | 99.09 | Muy bueno | 1.10 |
| 21 | | 16.40 | 16.70 | 0.30 | 100 | 0.20 | 66.67 | Regular | 0.30 |
| 22 | | 16.70 | 18.10 | 1.40 | 29 | 1.10 | 78.57 | Bueno | 0.40 |
| 23 | | 18.10 | 19.40 | 1.30 | 100 | 0.85 | 65.38 | Regular | 1.30 |
| 24 | | 19.40 | 20.20 | 0.80 | 100 | 0.80 | 100.00 | Muy bueno | 0.80 |
| 25 | | 20.20 | 21.00 | 0.80 | 94 | 0.70 | 87.50 | Bueno | 0.75 |
| 26 | | 21.00 | 21.60 | 0.60 | 100 | 0.55 | 91.67 | Muy bueno | 0.60 |
| 27 | | 21.60 | 22.10 | 0.50 | 100 | 0.30 | 60.00 | Regular | 0.50 |
| 28 | | 22.10 | 22.50 | 0.40 | 88 | 0.35 | 87.50 | Bueno | 0.35 |
| 29 | 22.50 | 23.50 | 1.00 | 100 | 0.80 | 80.00 | Bueno | 1.00 | |
| 30 | 23.50 | 24.35 | 0.85 | 100 | 0.76 | 89.41 | Bueno | 0.85 | |
| 31 | 24.35 | 25.80 | 1.45 | 100 | 1.45 | 100.00 | Muy bueno | 1.45 | |
| 32 | Toba andesítica, con propilitización mod a fuerte, argílica débil, c/ vllas de Ca (1-10 mm), Py diss, oxds Fe | 25.80 | 26.20 | 0.40 | 100 | 0.35 | 87.50 | Bueno | 0.40 |
| 33 | | 26.20 | 27.70 | 1.50 | 100 | 1.50 | 100.00 | Muy bueno | 1.50 |
| 34 | | 27.70 | 29.30 | 1.60 | 100 | 1.25 | 78.12 | Bueno | 1.60 |
| 35 | | 29.30 | 30.70 | 1.40 | 100 | 0.90 | 64.29 | Regular | 1.40 |
| 36 | | 30.70 | 32.30 | 1.60 | 100 | 1.50 | 93.75 | Muy bueno | 1.60 |
| 37 | | 32.30 | 34.10 | 1.80 | 89 | 1.50 | 83.33 | Bueno | 1.60 |
| 38 | | 34.10 | 34.80 | 0.70 | 93 | 0.59 | 84.29 | Bueno | 0.65 |
| 39 | | 34.80 | 35.80 | 1.00 | 100 | 0.90 | 90.00 | Muy bueno | 1.00 |
| 40 | | 35.80 | 37.10 | 1.30 | 100 | 1.00 | 76.92 | Bueno | 1.30 |
| 41 | | 37.10 | 38.70 | 1.60 | 100 | 1.50 | 93.75 | Muy bueno | 1.60 |
| 42 | | 38.70 | 39.50 | 0.80 | 100 | 0.50 | 62.50 | Regular | 0.80 |
| 43 | 39.50 | 41.10 | 1.60 | 94 | 1.30 | 81.25 | Bueno | 1.50 | |
| 37 | 41.10 | 42.70 | 1.60 | 100 | 1.30 | 81.25 | Bueno | 1.60 | |
| 38 | 42.70 | 44.10 | 1.40 | 100 | 1.00 | 71.43 | Regular | 1.40 | |
| 39 | 44.10 | 45.10 | 1.00 | 100 | 1.00 | 100.00 | Muy bueno | 1.00 | |
| 40 | 45.10 | 46.10 | 1.00 | 100 | 0.80 | 80.00 | Bueno | 1.00 | |
| 41 | 46.10 | 47.40 | 1.30 | 100 | 1.05 | 80.77 | Bueno | 1.30 | |
| 42 | 47.40 | 48.80 | 1.40 | 100 | 0.95 | 67.86 | Regular | 1.40 | |



| | | | | | | | | | |
|----------------------------------|---|--------------|----------------|--------------|------------------|------|----------|----------|------|
| 43 | Bx polimítica, vlls de Qz, py diss, argilización moderada. | 48.80 | 50.30 | 1.50 | 100 | 1.10 | 73.33 | Regular | 1.50 |
| 44 | | 50.30 | 51.50 | 1.20 | 100 | 1.00 | 83.33 | Bueno | 1.20 |
| 45 | | 51.50 | 53.10 | 1.60 | 100 | 1.00 | 62.50 | Regular | 1.60 |
| 46 | | 53.10 | 53.80 | 0.70 | 100 | 0.40 | 57.14 | Regular | 0.70 |
| 47 | Bx de falla, frag de Qz, matriz limosa. | 53.80 | 54.10 | 0.30 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.30 |
| 48 | | 54.10 | 54.80 | 0.70 | 100 | 0.25 | 35.71 | Malo | 0.70 |
| 49 | | 54.80 | 55.30 | 0.50 | 76 | 0.10 | 20.00 | Muy malo | 0.38 |
| 50 | Relleno: Frag. De toba prop. (1 - 6 cm)(90%), Qz blanco (5%), matriz (5%) | 55.30 | 56.30 | 1.00 | 90 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.90 |
| 51 | | 56.30 | 57.10 | 0.80 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.80 |
| 52 | | 57.10 | 57.40 | 0.30 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.30 |
| 53 | | 57.40 | 57.70 | 0.30 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.30 |
| 54 | | 57.70 | 58.00 | 0.30 | 93 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.28 |
| 55 | 58.00 | 58.30 | 0.30 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.30 | |
| 56 | Zona de falla (estructura mineralizada, Qz masivo bx, matriz arcillosa) | 58.30 | 58.70 | 0.40 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.40 |
| 57 | | 58.70 | 59.90 | 1.20 | 100 | 0.70 | 58.33 | Regular | 1.20 |
| 58 | | 59.90 | 60.20 | 0.30 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.30 |
| 59 | | 60.20 | 61.00 | 0.80 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.80 |
| 60 | 61.00 | 63.80 | 2.80 | 7 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.20 | |
| PROMEDIO RECUPERACIÓN (%) | | | | | 95.89 | | | | |
| RQD | Muy pobre | Pobre | Regular | Buena | Excelente | | | | |
| RANGO | 0.0 - 25.0 | 25.1 - 50.1 | 50.1 - 75.0 | 75.1 - 90.0 | 90.1 - 100 | | | | |



PROGRAMA SONDAJES DIAMANTINOS 2017 - UNIDAD MINERA ANTAPITE

ESTE: 493210,782- NORTE: 8455179,590



| Hole: ANDH 17-03 | | | | | | Azimut: 4° | | Dip: 43° | |
|-------------------------------------|---|--------------|----------------|-------------------------|------------------|----------------|-------|--------------|--------------|
| Rum | Descripción | Desde (m) | Hasta (m) | Intervalo perforado (m) | % Recuperación | Testigos >10cm | RQD % | Calificación | Recuperación |
| 1 | Cobertura (Suelo fino arenarcoloso) | 0.00 | 0.60 | 0.60 | 75.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.450 |
| 2 | | 0.60 | 1.20 | 0.60 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.600 |
| 3 | | 1.20 | 1.80 | 0.60 | 83.33 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.500 |
| 4 | | 1.80 | 2.40 | 0.60 | 88.33 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.530 |
| 5 | | 2.40 | 3.00 | 0.60 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.600 |
| 6 | Toba fuertemente intemperizadas (disgrega fácilmente) | 3.00 | 4.30 | 1.30 | 90.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.170 |
| 7 | | 4.30 | 5.90 | 1.60 | 81.25 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.300 |
| 8 | | 5.90 | 7.10 | 1.20 | 100.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.200 |
| 9 | | 7.10 | 8.30 | 1.20 | 75.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.900 |
| 10 | | 8.30 | 9.80 | 1.50 | 60.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.900 |
| 11 | | 9.80 | 10.60 | 0.80 | 75.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.600 |
| 12 | | 10.60 | 11.50 | 0.90 | 94.44 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.850 |
| 13 | Tobas andesíticas, craqueladas, moderadamente intemperizadas. | 11.50 | 12.60 | 1.10 | 81.82 | 0.25 | 22.73 | Muy malo | 0.900 |
| 14 | | 12.60 | 14.20 | 1.60 | 93.75 | 0.34 | 21.25 | Muy malo | 1.500 |
| 15 | | 14.20 | 14.80 | 0.60 | 83.33 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.500 |
| 16 | | 14.80 | 16.40 | 1.60 | 73.75 | 0.53 | 33.13 | Malo | 1.180 |
| 17 | | 16.40 | 17.30 | 0.90 | 81.11 | 0.30 | 33.33 | Malo | 0.730 |
| 18 | | 17.30 | 18.90 | 1.60 | 93.75 | 0.57 | 35.63 | Malo | 1.500 |
| 19 | | 18.90 | 20.00 | 1.10 | 81.82 | 0.65 | 59.09 | Regular | 0.900 |
| 20 | | 20.00 | 20.70 | 0.70 | 85.71 | 0.10 | 14.29 | Muy malo | 0.600 |
| 21 | | 20.70 | 21.30 | 0.60 | 70.00 | 0.11 | 18.33 | Muy malo | 0.420 |
| 22 | | 21.30 | 22.00 | 0.70 | 80.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.560 |
| 23 | | 22.00 | 23.20 | 1.20 | 80.00 | 0.60 | 50.00 | Regular | 0.960 |
| 24 | | 23.20 | 23.80 | 0.60 | 83.33 | 0.24 | 40.00 | Malo | 0.500 |
| 25 | | 23.80 | 24.50 | 0.70 | 85.71 | 0.37 | 52.86 | Regular | 0.600 |
| 26 | | 24.50 | 25.40 | 0.90 | 83.33 | 0.50 | 55.56 | Regular | 0.750 |
| 27 | | 25.40 | 26.00 | 0.60 | 93.33 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.560 |
| 28 | | 26.00 | 26.80 | 0.80 | 92.50 | 0.37 | 46.25 | Malo | 0.740 |
| 29 | Toba silicificada, vls de Qz (1.5 mm), fract rell oxds (<2mm). | 26.80 | 28.30 | 1.50 | 88.00 | 1.05 | 70.00 | Regular | 1.320 |
| 30 | | 28.30 | 29.70 | 1.40 | 95.71 | 0.62 | 44.29 | Malo | 1.340 |
| 31 | | 29.70 | 30.50 | 0.80 | 80.00 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.640 |
| 32 | Estructura mineralizada, zon de bx de falla, panizo arcilloso Qz mass | 30.50 | 31.50 | 1.00 | 79.00 | 0.30 | 30.00 | Malo | 0.790 |
| 33 | | 31.50 | 32.10 | 0.60 | 100.00 | 0.40 | 66.67 | Regular | 0.600 |
| 34 | Toba propilitizada, bx de falla, fract. Rell Ca., | 32.10 | 32.90 | 0.80 | 93.75 | 0.56 | 70.00 | Regular | 0.750 |
| 35 | | 32.90 | 34.50 | 1.60 | 90.62 | 0.95 | 59.37 | Regular | 1.450 |
| 36 | | 34.50 | 36.10 | 1.60 | 92.50 | 0.90 | 56.25 | Regular | 1.480 |
| 37 | | 36.10 | 37.00 | 0.90 | 92.22 | 0.52 | 57.78 | Regular | 0.830 |
| 38 | | 37.00 | 38.60 | 1.60 | 89.37 | 1.34 | 83.75 | Bueno | 1.430 |
| PROMEDIO DE RECUPERACION (%) | | | | | 85.97 | | | | |
| RQD | Muy pobre | Pobre | Regular | Buena | Excelente | | | | |
| RANGO | 0.0 - 25.0 | 25.1 - 50.1 | 50.1 - 75.0 | 75.1 - 90.0 | 90.1 - 100 | | | | |



| Hole: ANDH 17-04 | | Azimut: 32° | | Dip: 37° | | | | | |
|-------------------------------------|---|-------------|-----------|-------------------------|----------------|----------------|-----------|--------------|--------------|
| Rum | Descripcion | Desde (m) | Hasta (m) | Intervalo perforado (m) | % Recuperación | Testigos >10cm | RQD % | Calificación | Recuperación |
| 1 | Tobas andesíticas, intemperizadas (Muy deleznable) | 0 | 0.5 | 0.5 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 0.5 |
| 2 | | 0.5 | 1 | 0.5 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 0.5 |
| 3 | | 1 | 1.8 | 0.8 | 96 | 0 | 0 | Muy malo | 0.77 |
| 4 | | 1.8 | 3.4 | 1.6 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 1.6 |
| 5 | | 3.4 | 4.5 | 1.1 | 92 | 0 | 0 | Muy malo | 1.01 |
| 6 | | 4.5 | 6.1 | 1.6 | 94 | 0 | 0 | Muy malo | 1.5 |
| 7 | | 6.1 | 7.3 | 1.2 | 92 | 0 | 0 | Muy malo | 1.1 |
| 8 | | 7.3 | 8.8 | 1.5 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 1.5 |
| 9 | | 8.8 | 10.4 | 1.6 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 1.6 |
| 10 | | 10.4 | 11.1 | 0.7 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 0.7 |
| 11 | | 11.1 | 12.6 | 1.5 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 1.5 |
| 12 | | 12.6 | 13.9 | 1.3 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 1.3 |
| 13 | | 13.9 | 15.1 | 1.2 | 128 | 0 | 0 | Muy malo | 1.53 |
| 14 | | 15.1 | 16.6 | 1.5 | 88 | 0 | 0 | Muy malo | 1.32 |
| 15 | | 16.6 | 18.2 | 1.6 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 1.6 |
| 16 | | 18.2 | 19.6 | 1.4 | 96 | 0 | 0 | Muy malo | 1.34 |
| 17 | | 19.6 | 20.5 | 0.9 | 89 | 0 | 0 | Muy malo | 0.8 |
| 18 | | 20.5 | 21.2 | 0.7 | 86 | 0 | 0 | Muy malo | 0.6 |
| 19 | | 21.2 | 21.9 | 0.7 | 81 | 0 | 0 | Muy malo | 0.57 |
| 20 | | 21.9 | 22.7 | 0.8 | 87 | 0 | 0 | Muy malo | 0.7 |
| 21 | | 22.7 | 24.3 | 1.6 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 1.6 |
| 22 | | 24.3 | 25.7 | 1.4 | 100 | 0.47 | 33.57 | Malo | 1.4 |
| 23 | Tobas andesíticas, fracturas rell con oxds, argilizadas y prop débil. | 25.7 | 27.3 | 1.6 | 100 | 1.56 | 97.5 | Muy bueno | 1.6 |
| 24 | | 27.3 | 28.7 | 1.4 | 89 | 1.05 | 75 | Bueno | 1.25 |
| 25 | | 28.7 | 30.3 | 1.6 | 94 | 1.32 | 82.5 | Bueno | 1.5 |
| 26 | | 30.3 | 31.1 | 0.8 | 97 | 0.7 | 87.5 | Bueno | 0.78 |
| 27 | | 31.1 | 32.1 | 1 | 80 | 0.77 | 77 | Bueno | 0.8 |
| 28 | | 32.1 | 33.2 | 1.1 | 100 | 0.27 | 24.55 | Muy malo | 1.1 |
| 29 | | 33.2 | 34.2 | 1 | 83 | 0.7 | 70 | Regular | 0.83 |
| 30 | | 34.2 | 35.2 | 1 | 100 | 0.64 | 64 | Regular | 1 |
| 31 | | 35.2 | 36.2 | 1 | 76 | 0.54 | 54 | Regular | 0.76 |
| 32 | | 36.2 | 37.1 | 0.9 | 83 | 0.37 | 41.11 | Malo | 0.75 |
| 33 | 37.1 | 37.8 | 0.7 | 86 | 0.25 | 35.71 | Malo | 0.6 | |
| 34 | 37.8 | 38.9 | 1.1 | 91 | 1 | 90.91 | Muy bueno | 1 | |
| 35 | 38.9 | 40.4 | 1.5 | 97 | 1.25 | 83.33 | Bueno | 1.46 | |
| 36 | Tobas andesíticas, propilitización moderada a fuerte, vlls constantes de Qz 1 - 15 cm, py diss. | 40.4 | 41.7 | 1.3 | 92 | 0.9 | 69.23 | Regular | 1.2 |
| 37 | | 41.7 | 42.7 | 1 | 100 | 0.52 | 52 | Regular | 1 |
| 38 | | 42.7 | 44.2 | 1.5 | 93 | 1.33 | 88.67 | Muy bueno | 1.4 |
| 39 | | 44.2 | 45.7 | 1.5 | 97 | 1.44 | 96 | Muy bueno | 1.46 |
| 40 | | 45.7 | 47.2 | 1.5 | 100 | 1.38 | 92 | Muy bueno | 1.5 |
| 41 | | 47.2 | 48.7 | 1.5 | 100 | 1.5 | 100 | Muy bueno | 1.5 |
| 42 | | 48.7 | 50.2 | 1.5 | 100 | 1.5 | 100 | Muy bueno | 1.5 |
| 43 | | 50.2 | 51.7 | 1.5 | 100 | 1.5 | 100 | Muy bueno | 1.5 |
| 37 | | 51.7 | 53.2 | 1.5 | 100 | 1.47 | 98 | Muy bueno | 1.5 |
| 38 | | 53.2 | 54.7 | 1.5 | 100 | 1.45 | 96.67 | Muy bueno | 1.5 |
| 39 | | 54.7 | 56.2 | 1.5 | 100 | 1.35 | 90 | Bueno | 0.5 |
| 40 | | 56.2 | 57.7 | 1.5 | 100 | 1.25 | 83.33 | Muy bueno | 1.5 |
| 41 | | 57.7 | 59.2 | 1.5 | 100 | 1.5 | 100 | Regular | 1.5 |
| 42 | | 59.2 | 60.5 | 1.3 | 100 | 0.8 | 61.54 | Muy bueno | 1.3 |
| 43 | | 60.5 | 62 | 1.5 | 100 | 1.37 | 91.33 | Muy bueno | 1.5 |
| 44 | | 62 | 63.2 | 1.2 | 100 | 1.18 | 98.33 | Muy bueno | 1.2 |
| 45 | | 63.2 | 64.5 | 1.3 | 100 | 1.25 | 96.15 | Regular | 1.3 |
| 46 | | 64.5 | 65.5 | 1 | 100 | 0.6 | 60 | Muy bueno | 1 |
| 47 | 65.5 | 66.6 | 1.1 | 100 | 1 | 90.91 | Malo | 1.1 | |
| 48 | 66.6 | 67.1 | 0.5 | 80 | 0.19 | 38 | Regular | 0.4 | |
| 49 | 67.1 | 67.6 | 0.5 | 90 | 0.28 | 56 | Regular | 0.45 | |
| 50 | Relleno (67.63 - 69.30) Frag. Toba argl | 67.6 | 68.8 | 1.2 | 100 | 0 | 0 | Muy malo | 1.2 |
| 51 | Toba, propilitización moderada a fuerte, py diss. | 68.8 | 69.5 | 0.7 | 93 | 0 | 0 | Muy malo | 0.65 |
| 52 | | 69.5 | 69.8 | 0.3 | 93 | 0 | 0 | Muy malo | 0.28 |
| 53 | | 69.8 | 70.8 | 1 | 90 | 0 | 0.78 | Muy malo | 0.9 |
| 54 | | 70.8 | 71 | 0.2 | 100 | 0.15 | Muy | Muy malo | 0.2 |
| PROMEDIO DE RECUPERACION (%) | | | | | | 95.05* | | | |



PROGRAMA SONDAJES DIAMANTINOS 2017 - UNIDAD MINERA ANTAPITE



ESTE: 493219.660– NORTE: 8455138.430

| Hole: ANDH 17-05 | | | | | | Azimut: 23° | | Dip: 62° | |
|---------------------------------|---|--|----------------|-------------------------|------------------|----------------|-----------|--------------|--------------|
| Rum | Descripción | Desde (m) | Hasta (m) | Intervalo perforado (m) | % Recuperación | Testigos >10cm | RQD % | Calificación | Recuperación |
| 1 | Cobertura | 0.00 | 0.50 | 0.50 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.50 |
| 2 | Toba muy intemperizada (muy deleznable) | 0.50 | 1.00 | 0.50 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.50 |
| 3 | | 1.00 | 2.50 | 1.50 | 95 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.42 |
| 4 | | 2.50 | 3.80 | 1.30 | 92 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.20 |
| 5 | | 3.80 | 5.40 | 1.60 | 94 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.50 |
| 6 | | 5.40 | 7.00 | 1.60 | 94 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.50 |
| 7 | | 7.00 | 8.60 | 1.60 | 94 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.50 |
| 8 | | 8.60 | 9.10 | 0.50 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.50 |
| 9 | | 9.10 | 10.70 | 1.60 | 94 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.50 |
| 10 | | 10.70 | 12.00 | 1.30 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.30 |
| 11 | | 12.00 | 13.30 | 1.30 | 85 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.10 |
| 12 | | 13.30 | 14.20 | 0.90 | 89 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.80 |
| 13 | | 14.20 | 15.60 | 1.40 | 89 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.25 |
| 14 | | 15.60 | 16.70 | 1.10 | 91 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 1.00 |
| 15 | | Toba propilitizada (mod a fuerte), muy craquelada, vllas Qz (1 - 3mm), frag. Rell con oxds, py diss. | 16.70 | 18.00 | 1.30 | 100 | 0.00 | 0.00 | Muy malo |
| 16 | 18.00 | | 19.10 | 1.10 | 95 | 0.36 | 32.73 | Malo | 1.05 |
| 17 | 19.10 | | 20.30 | 1.20 | 92 | 0.84 | 70.00 | Regular | 1.10 |
| 18 | 20.30 | | 21.60 | 1.30 | 92 | 1.07 | 82.31 | Bueno | 1.20 |
| 19 | 21.60 | | 22.90 | 1.30 | 100 | 1.27 | 97.69 | Muy bueno | 1.30 |
| 20 | 22.90 | | 24.50 | 1.60 | 100 | 1.50 | 93.75 | Muy bueno | 1.60 |
| 21 | 24.50 | | 25.90 | 1.40 | 100 | 1.28 | 91.43 | Muy bueno | 1.40 |
| 22 | 25.90 | | 27.50 | 1.60 | 87 | 1.40 | 87.50 | Bueno | 1.40 |
| 23 | 27.50 | | 28.00 | 0.50 | 100 | 0.39 | 78.00 | Bueno | 0.50 |
| 24 | 28.00 | | 29.00 | 1.00 | 100 | 1.00 | 100.00 | Muy bueno | 1.00 |
| 25 | 29.00 | | 29.50 | 0.50 | 100 | 0.50 | 100.00 | Muy bueno | 0.50 |
| 26 | 29.50 | | 30.90 | 1.40 | 96 | 1.30 | 92.86 | Muy bueno | 1.34 |
| 27 | 30.90 | | 32.40 | 1.50 | 95 | 1.43 | 95.33 | Muy bueno | 1.43 |
| 28 | 32.40 | | 34.00 | 1.60 | 100 | 1.60 | 100.00 | Muy bueno | 1.60 |
| 29 | 34.00 | | 35.50 | 1.50 | 100 | 1.50 | 100.00 | Muy bueno | 1.50 |
| 30 | 35.50 | | 37.00 | 1.50 | 100 | 1.50 | 100.00 | Muy bueno | 1.50 |
| 31 | 37.00 | | 38.30 | 1.30 | 96 | 1.25 | 96.15 | Muy bueno | 1.25 |
| 32 | 38.30 | | 39.90 | 1.60 | 100 | 1.55 | 96.87 | Muy bueno | 1.60 |
| 33 | 39.90 | | 41.40 | 1.50 | 100 | 1.50 | 100.00 | Muy bueno | 1.50 |
| 34 | 41.40 | | 42.90 | 1.50 | 100 | 1.50 | 100.00 | Muy bueno | 1.50 |
| 35 | 42.90 | | 44.50 | 1.60 | 100 | 1.60 | 100.00 | Muy bueno | 1.60 |
| 36 | 44.50 | | 45.90 | 1.40 | 100 | 1.40 | 100.00 | Muy bueno | 1.40 |
| 37 | 45.90 | | 47.50 | 1.60 | 94 | 1.50 | 93.75 | Muy bueno | 1.50 |
| 38 | 47.50 | | 48.90 | 1.40 | 100 | 1.40 | 100.00 | Muy bueno | 1.40 |
| 39 | 48.90 | | 50.40 | 1.50 | 95 | 1.50 | 100.00 | Muy bueno | 1.43 |
| 40 | VACIO | 50.40 | 53.00 | 2.60 | 0 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.00 |
| 41 | Toba andesítica, propilitización mod a fuerte, vlla Ca (5-10 mm). | 53.00 | 54.20 | 1.20 | 33 | 0.75 | 62.50 | Regular | 0.40 |
| 42 | | 54.20 | 55.20 | 1.00 | 100 | 1.00 | 100.00 | Muy bueno | 1.00 |
| 43 | | 55.20 | 56.80 | 1.60 | 99 | 1.60 | 100.00 | Muy bueno | 1.58 |
| 37 | | 56.80 | 58.20 | 1.40 | 100 | 1.40 | 100.00 | Muy bueno | 1.40 |
| 38 | | 58.20 | 59.80 | 1.60 | 98 | 1.56 | 97.50 | Muy bueno | 1.56 |
| 39 | | 59.80 | 60.70 | 0.90 | 100 | 0.90 | 100.00 | Muy bueno | 0.90 |
| 40 | | 60.70 | 62.00 | 1.30 | 100 | 1.30 | 100.00 | Muy bueno | 1.30 |
| 41 | | 62.00 | 63.50 | 1.50 | 100 | 1.50 | 100.00 | Muy bueno | 1.50 |
| 42 | | 63.50 | 64.20 | 0.70 | 100 | 0.70 | 100.00 | Muy bueno | 0.70 |
| 43 | | 64.20 | 65.60 | 1.40 | 100 | 1.40 | 100.00 | Muy bueno | 1.40 |
| 44 | 65.60 | 67.20 | 1.60 | 97 | 1.60 | 100.00 | Muy bueno | 1.55 | |
| 45 | 67.20 | 68.80 | 1.60 | 100 | 1.60 | 100.00 | Muy bueno | 1.60 | |
| 46 | 68.80 | 70.20 | 1.40 | 100 | 1.40 | 100.00 | Muy bueno | 1.40 | |
| 47 | 70.20 | 71.80 | 1.60 | 94 | 1.60 | 100.00 | Muy bueno | 1.50 | |
| 48 | 71.80 | 73.20 | 1.40 | 64 | 1.20 | 85.71 | Bueno | 0.90 | |
| 49 | VACIO | 73.20 | 79.20 | 6.00 | 0 | 0.00 | 0.00 | Muy malo | 0.00 |
| 50 | Broken core | 79.20 | 80.00 | 0.80 | 0 | 0.80 | 100.00 | Muy bueno | 0.00 |
| 51 | | 80.00 | 80.60 | 0.60 | 17 | 0.60 | 100.00 | Muy bueno | 0.10 |
| PROMEDIO DE RECUPERACIÓN | | | | | 84.63 | | | | |
| RQD | Muy pobre | Pobre | Regular | Buena | Excelente | | | | |
| RANGO | 0.0 - 25.0 | 25.1 - 50.1 | 50.1 - 75.0 | 75.1 - 90.0 | 90.1 - 100 | | | | |



ANEXO J: Ensayo de carga puntual



TECSUP

Pasión por la Tecnología

INFORME FINAL DEL SERVICIO DE INVESTIGACION APLICADA EN:

**PRUEBAS DE ENSAYOS DE INDICE DE CARGA PUNTUAL EN
MUESTRAS DE TESTIGOS DIAMANTINOS Y BLOQUES DE
ROCA**

**"DETERMINACION DE RESISTENCIA COMPRESIVA
(Método Indirecto) "**

Sierra Antapite S.A.C.

Mayo, 2019
Lima – Perú

PRUEBAS DE ENSAYOS DE INDICE DE CARGA PUNTUAL EN MUESTRAS DE TESTIGOS DIAMANTINOS Y BLOQUES DE ROCA"

Se presenta el reporte sobre unos ensayos de carga puntual realizada en testigos diamantinos de bloques de roca de diferentes dimensiones solicitadas por Minera Sierra Antapite S.A.C., con el objetivo de determinar la resistencia compresiva (método indirecto). Se aplicó los procedimientos estándares de laboratorio para los ensayos de las muestras según ISRM.

En líneas generales se siguieron los siguientes procesos:

DIÁMETRO DE TESTIGOS DIAMANTINOS: HQ (63.5 mm)

MEDIDAS DE BLOQUES DE ROCA: 20 x 25 x 15

NORMAS DE ENSAYO:

ASTM D 5731 - 95

ISRM Suggested Method for Determination Point Load strength

CORTADO Y PULIDO DE MUESTRA con cortadora y pulidora de discos

| Muestra | Descripcion | Diamet (cm) | Carga (KN) | Is (kg/cm ²) | F correccion | Is(50) (kg/cm ²) | Resistencia (MPa) |
|---------------|--------------|----------------|---------------|-----------------------------|-----------------|---------------------------------|----------------------|
| ZORRO ROJO | C Piso inm. | 6.33 | 8.6 | 21.94 | 1.11 | 24.40 | 57.38 |
| | Caja alejada | 6.34 | 14.78 | 37.59 | 1.11 | 41.83 | 60.50 |
| | C Techo inm. | 6.35 | 4.55 | 11.54 | 1.11 | 12.85 | 30.21 |
| | Mineral | 6.34 | 7.8 | 17.8 | 1.11 | 19.03 | 45.60 |
| | | | | | | | |



Ing. Elvis Valencia
Docente laboratorio Mecánica de
Químico-metalúrgicos

ANEXO K: Panel fotográfico proyecto Tajo Piloto veta Zorro Rojo, Mina Antapite.



Figura 1: Galería 190 NW Nv. 3240, taladros largos positivos perforados, para la recuperación de pilares puente y relleno económico.



Figura 2: Galería 218 SE Nv. 3285, tajo explotado relleno.



Figura 3: Ventana de explotación N° 04 NW, desde el By Pass 218 NW Nv.3285. Se puede apreciar una calidad de roca regular III-A.



Figura 4: Mineralización de la veta Zorro Rojo, Galería 190 NW Nv. 3240. Se puede apreciar la calidad del macizo rocoso mala A (IV-A).



Figura 5: Ventana de explotación N° 02 Nv. 3285, veta Zorro Rojo Galería 218 SE.



Figura 6: Mineralización de la veta Zorro Rojo, Galería 190 SE Nv. 3240.



ANEXO L: Planos geomecánicos nivel 3240 y 3285 Veta Zorro Rojo, Mina Antapite