

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

Análisis geomecánico para determinar estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan American Silver Huarón S. A.

Helio Raul Cuenca Atencio
Edson Ivan Montano Soto

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2024

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

INFORME DE CONFORMIDAD DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

A : Decano de la Facultad de Ingeniería
DE : Julio Fredy Porras Mayta
Asesor de trabajo de investigación
ASUNTO : Remito resultado de evaluación de originalidad de trabajo de investigación
FECHA : 6 de Junio de 2024

Con sumo agrado me dirijo a vuestro despacho para informar que, en mi condición de asesor del trabajo de investigación:

Título:

“ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA DETERMINAR ESTABILIDAD DE MACIZO ROCOSO DE TAJEO, MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TALADROS LARGOS, PAN AMERICA SILVER HUARÓN S.A.”

Autores:

1. Helio Raul Cuenca Atencio – EAP. Ingeniería de Minas
2. Edson Ivan Montano Soto – EAP. Ingeniería de Minas

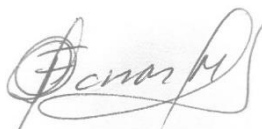
Se procedió con la carga del documento a la plataforma “Turnitin” y se realizó la verificación completa de las coincidencias resaltadas por el software dando por resultado 19 % de similitud sin encontrarse hallazgos relacionados a plagio. Se utilizaron los siguientes filtros:

- Filtro de exclusión de bibliografía SI NO
- Filtro de exclusión de grupos de palabras menores
Nº de palabras excluidas (en caso de elegir “SI”): SI NO
- Exclusión de fuente por trabajo anterior del mismo estudiante SI NO

En consecuencia, se determina que el trabajo de investigación constituye un documento original al presentar similitud de otros autores (citas) por debajo del porcentaje establecido por la Universidad Continental.

Recae toda responsabilidad del contenido del trabajo de investigación sobre el autor y asesor, en concordancia a los principios expresados en el Reglamento del Registro Nacional de Trabajos conducentes a Grados y Títulos – RENATI y en la normativa de la Universidad Continental.

Atentamente,



La firma del asesor obra en el archivo original
(No se muestra en este documento por estar expuesto a publicación)

DEDICATORIA

A mis padres, que son mi inspiración y motivación en este camino de la vida. A mis hermanos, por el apoyo incansable y desmedido que me brindan

Edson

A Dios, mi mamá y mis abuelos. En este momento significativo de mi vida, quiero expresarles mi profundo agradecimiento por su amor incondicional, apoyo constante y sacrificios que han hecho para que hoy pueda culminar este importante logro académico. Su aliento y confianza han sido mi mayor motivación en este arduo camino. Esta tesis no solo representa mi esfuerzo, sino también el fruto de su guía y ejemplo.

Helio

AGRADECIMIENTO

A Dios, por dotarnos de fe, optimismo y buena salud para lograr nuestras metas.

A los profesionales de la Escuela de Ingeniería de Minas, de la Universidad Continental tengo una enorme deuda de agradecimiento por todas las enseñanzas vertidas que han hecho que avance en el sector de la minería y el mundo que nos rodea.

Agradezco el tiempo, el esfuerzo, la perspicacia, el estímulo y, sobre todo, la paciencia de nuestra asesora mientras nos ayudaba a desarrollar esta tesis.

Edson

A todas las personas que contribuyeron de alguna manera en la realización de esta tesis.

Al Ing. Wilder Alfonso Zuñiga, por su orientación experta, su paciencia y su constante apoyo durante todo el proceso de mi aprendizaje.

A la Universidad Continental, y también al asesor por el apoyo de sus conocimientos brindados en el proceso del trabajo.

A mi familia y amigos, quienes siempre estuvieron ahí para animarme y motivarme a seguir adelante, incluso en los momentos más difíciles.

Helio

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS	vi
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
RESUMEN	ix
ABSTRACT	x
INTRODUCCIÓN	xi
CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	13
1.1 Planteamiento y formulación del problema	13
1.1.1 Problema general.....	14
1.1.2 Problemas específicos	14
1.2 Objetivos.....	14
1.2.1 Objetivo general	14
1.2.2 Objetivos específicos.....	14
1.3 Justificación de la investigación	15
1.4 Delimitación del proyecto	15
1.4.1 Delimitación espacial.....	15
1.4.2 Delimitación temporal	16
1.4.3 Delimitación económica	16
1.5 Hipótesis y variables	16
1.5.1 Hipótesis general	16
1.5.2 Hipótesis específicas	16
1.5.3 Variables.....	17
1.5.4 Operacionalización de variables	18
CAPITULO II: MARCO TEÓRICO.....	19
2.1 Antecedentes del problema	19
2.2 Bases teóricas	25
2.2.1 Definiciones básicas	25
2.2.2 Caracterización geomecánica.....	31
2.3 Definición de términos básicos	58

CAPÍTULO III: METODOLOGIA.....	62
3.1 Métodos y alcances de la investigación.....	62
3.1.1 Método general.....	62
3.1.2 Tipo de investigación.....	62
3.1.3 Nivel de investigación.....	62
3.2 Diseño de investigación.....	63
3.3 Población y muestra.....	63
3.3.1 Población.....	63
3.3.2 Muestra.....	63
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	63
3.4.1 Técnicas de recolección de datos.....	63
3.4.2 Instrumentos de recolección de datos.....	63
3.5 Procesamiento de la información.....	64
CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	65
4.1 Geología veta labor.....	65
4.2 Condición geomecánica.....	67
4.3 Análisis de los esfuerzos.....	68
4.3.1 Análisis del comportamiento estructural.....	68
4.3.2 Cálculo de las orientaciones de esfuerzo (σ_1 , σ_2 y σ_3).....	69
4.3.3 Análisis de la orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos.....	70
4.3.4 Análisis de presiones para las labores de preparación de la zona.....	71
4.3.5 Parámetros geomecánicos.....	72
4.3.6 Soporte requerido.....	73
4.3.7 Análisis del método gráfico de estabilidad TJ251.....	74
4.4 Discusión de resultados.....	79
CONCLUSIONES.....	83
RECOMENDACIONES.....	85
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	86
ANEXOS.....	89

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variables.....	18
Tabla 2. Parámetros de clasificación geomecánica según Bieniawski 89 (7)	34
Tabla 3. Categoría de clasificación geomecánica. (7).....	35
Tabla 4. Calidad de RQD. (7).....	36
Tabla 5. Clasificación de la masa rocosa de acuerdo al grado de fracturamiento (7)	36
Tabla 6. Estimación del GSI. (8).....	37
Tabla 7. Principales sistemas de clasificación de macizo rocoso.....	47
Tabla 8. Estimación de la constante m_i del material intacto en función del tipo de roca, según Hoek et al., 1994 (los parámetros entre paréntesis son aproximados).....	57
Tabla 9. Estimación de k relación de esfuerzo horizontal al vertical	72
Tabla 10. Parámetros de calculo.....	75

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Definición ilustrativa de un macizo rocoso, tres familias y algunas juntas (a) y de su estructura, según se comenta en el texto (5)	26
Figura 2. Esquema clásico de una explotación minera subterránea (en este caso por el método de subniveles)	31
Figura 3. Características de las discontinuidades que se encuentran en una formación rocosa (7).....	33
Figura 4. Esquema de tajeo por subniveles (10).....	43
Figura 5. Ensayo de carga puntual mediante la prensa Franklin (5)	51
Figura 6. Esquema del ensayo de compresión triaxial	52
Figura 7. Ensayo indirecto de tracción (brasileño)	53
Figura 8. Esquema del ensayo de flexión	54
Figura 9. Criterio de rotura de Mohr-Coulomb(5)	55
Figura 10. Ejemplo de ajuste de la recta máxima y la de Mohr-Coulomb a varios ensayos (5)	56
Figura 11. Relación entre los criterios de rotura de Hoek-Brown y Mohr-Coulomb	57
Figura 12. Plano geológico de la zona, LLacsacocha – NV180 – TJ251	66
Figura 13 Plano topográfico de la zona, LLacsacocha – NV180 – TJ251	66
Figura 14 Plano geomecánico de la zona, LLacsacocha – NV180 – TJ251	68
Figura 15 Orientación de los sistemas de falla.....	69
Figura 16 Orientación de esfuerzos de Llacsacocha – NV180.....	69
Figura 17 Esfuerzo horizontal y perpendicular a la labor	70
Figura 18 Esfuerzo mayor disipada en la labor actuando los esfuerzos menores (σ_2 y σ_3) sin generar deformación	71
Figura 19 Orientación de los esfuerzos con respecto a Llacsacocha.....	71
Figura 20 Estimación de K	72
Figura 21. Categoría de sostenimiento estimado es split set sistemático	74
Figura 22. Análisis de estabilidad por el método grafico de estabilidad	75
Figura 23. Estimación de la sobre rotura de las cajas.....	76
Figura 24. Las dimensiones estables son: (H=14 m, L=20 m)	77

Figura 25. Corte Transversal TJ251 – NV180	78
Figura 26 Se muestra FS mayores a 1.1.....	78

RESUMEN

La investigación se propuso como objetivo general: establecer de qué manera el análisis geomecánico influye para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo con el método de explotación taladros largos, en Pan América Silver Huarón S.A. 2024 y la hipótesis general fue que el análisis geomecánico detallado de las propiedades de las discontinuidades y esfuerzos influye para la implementación de medidas preventivas y correctivas que optimicen la seguridad y eficiencia en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos. La investigación se elaboró bajo el método científico tipo aplicada de nivel descriptivo correlacional y diseño no experimental. La población y muestra estuvo conformada por el tajeo: TJ25,1 ubicada en el nivel 180 de la zona Llacsacocha de la unidad minera Pan América Silver Huarón S.A. Producto de la investigación se comprobó que las condiciones geomecánicas según el análisis de estabilidad gráfica, para mantener una condición estable el macizo rocoso, la longitud máxima de minado es de 20 m para una altura de 15 m, respecto al descaje de las cajas piso y techo, se estima en 0.7 m de potencia (según la teoría de ELOS), del mismo modo del análisis de los esfuerzos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos cada 20 metros de abertura se debe de dejar un pilar escudo de 3 metros para evitar descajes, estos resultados influyen directamente en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

Palabras claves: Análisis geomecánico, estabilidad de macizo rocoso, tajeo, método de explotación taladros largos.

ABSTRACT

The research was proposed as a general objective: Establish how the geomechanical analysis influences the stability of the rock mass of stopping, exploitation method of long drills, Pan América Silver Huarón S.A. 2024 and the general hypothesis was that: The detailed geomechanical analysis of the properties of the discontinuities and stresses influences the implementation of preventive and corrective measures that optimize the safety and efficiency in the stability of the rock mass of stopping, long drill exploitation method. The research was governed by the applied scientific method of descriptive correlational level and non-experimental design. The population and sample were made up of the pit: TJ251 located at level 180 of the Llacsacocha area of the Pan América Silver Huarón S.A. mining unit. As a result of the investigation, it was concluded that: It was proven that the geomechanical conditions according to the graphic stability analysis, to maintain a stable condition of the rock mass, the maximum mining length is 20 m for a height of 15 m, with respect to the clearance of the floor and roof boxes is estimated at 0.7 m of power (according to the ELOS theory), in the same way from the analysis of the efforts to determine the stability of the rock mass of stopping, exploitation method long drills every 20 meters of opening is drawn from leave a shield pillar of 3 meters to avoid gaps, these results directly influence the stability of the rock mass of stopping, exploitation method long drills.

Keywords: Geomechanical analysis, rock mass stability, stopping, long drilling method.

INTRODUCCIÓN

La presente investigación titulada: “Análisis geomecánico para determinar estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan América Silver Huarón S.A.” se sustentó en que la minería desempeña un papel crucial como fuente de ingresos en diversos países, sirviendo como impulsor principal de sus economías.

A nivel global, se reconoce la importancia de realizar análisis exhaustivos en la actividad minera para consolidar su posición dentro de la industria.

En el caso específico de Perú, un país con abundantes recursos mineros, esta actividad tiene un impacto significativo en el medio ambiente. Por esta razón, se lleva a cabo una evaluación ambiental, considerando parámetros de control de aire, ruido y agua, con el objetivo de garantizar la viabilidad de los proyectos mineros. Para monitorear posibles episodios de contaminación ambiental, se realizan seguimientos bimestrales.

Para el desarrollo de un proyecto minero subterráneo y la empleabilidad del método de minado, según el análisis se determina el método de explotación mediante taladros largos con perforación en negativo determinando la calidad de roca para el tajeo, se ha analizado factores influyentes relacionados con la estabilidad del macizo. La zona de interés presenta características geológicas y geomecánicas que requieren un análisis más detallado y determinar controles para garantizar la seguridad y la explotación segura de la extracción de minerales. Se busca determinar la estabilidad del macizo rocoso y optimizar el diseño de explotación mediante taladros largos.

Basándonos en lo mencionado, en el estudio se propone llevar a cabo la evaluación de las características físicas y mecánicas tanto de la roca intacta Y las propiedades del macizo rocoso.

Por lo expuesto con la ejecución de la presente investigación se busca efectuar la evaluación de los aceros de perforación que se vienen usando en las

tareas de perforación y determinar factores influyentes en el desgaste prematuro y sugerir las medidas correctivas para mejorar el rendimiento.

La tesis se desarrolló en cuatro capítulos los cuales contienen la siguiente información:

El capítulo I aborda en detalle varios aspectos: primero, se presenta el planteamiento y la formulación del problema, donde se describe tanto el problema general como el específico, seguido de la exposición de los objetivos general y específicos. Posteriormente, se expone la justificación práctica y metodológica. Para concluir este capítulo, se presentan tanto la hipótesis general como la específica, además de las variables de la investigación.

El capítulo II se centra en los antecedentes nacionales e internacionales, así como en las bases teóricas y la definición de términos básicos relacionados con la investigación.

El capítulo III se dedica a describir la metodología de la investigación, destacando aspectos como el método general, el tipo de investigación, el nivel de estudio, el diseño utilizado, así como la población y muestra consideradas, además de las técnicas e instrumentos utilizados para la recolección de datos.

En el capítulo IV, denominado: Resultados y discusión, se presentan los datos obtenidos durante la investigación.

Por último, se incluyen las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

La minería desempeña un papel crucial como fuente de ingresos en diversos países, sirviendo como impulsor principal de sus economías. A nivel global, se reconoce la importancia de realizar análisis exhaustivos en la actividad minera para consolidar su posición dentro de la industria.

En el caso específico de Perú, un país con abundantes recursos mineros, esta actividad tiene un impacto significativo en el medio ambiente. Por esta razón, se lleva a cabo una evaluación ambiental, considerando parámetros de control de aire, ruido y agua, con el objetivo de garantizar la viabilidad de los proyectos mineros. Para monitorear posibles episodios de contaminación ambiental, se realizan seguimientos bimestrales.

En el desarrollo de un proyecto minero subterráneo que emplea el método de explotación mediante taladros largos en un macizo rocoso de tajeo, se ha observado una serie de desafíos relacionados con la estabilidad del macizo. La zona de interés presenta características geológicas y geomecánicas que requieren un análisis detallado para garantizar la seguridad y eficiencia en la extracción de minerales. Se busca determinar la estabilidad del macizo rocoso y optimizar el diseño de explotación mediante taladros largos.

Basándonos en lo mencionado, en el estudio se propone llevar a cabo la evaluación de las características físicas y mecánicas tanto de la roca intacta Y las propiedades del macizo rocoso.

1.1.1 Problema general

¿De qué manera el análisis geomecánico influye para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan América Silver Huarón S.A. 2024?

1.1.2 Problemas específicos

- a) ¿Cuál es el resultado de evaluación de la condición geomecánica para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos?
- b) ¿Cuál es el resultado del análisis de los esfuerzos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos?
- c) ¿Cuál es el resultado de la orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos parámetros geomecánicos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos?
- d) ¿Cómo influyen los parámetros geomecánicos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Establecer de qué de qué manera el análisis geomecánico influye para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan América Silver Huarón S.A. 2024

1.2.2 Objetivos específicos

- a) Efectuar la evaluación de la condición geomecánica para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

- b) Efectuar el análisis de los esfuerzos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.
- c) Evaluar la orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos parámetros geomecánicos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.
- d) Evaluar la influencia de los parámetros geomecánicos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

1.3 Justificación de la investigación

La realización del análisis geomecánico para determinar la estabilidad del macizo rocoso en un proyecto minero que utiliza el método de explotación de taladros largos es esencial para la seguridad de las operaciones como por la eficiencia del proceso.

Un análisis geomecánico detallado proporcionará información crucial sobre la estabilidad del macizo rocoso, permitiendo identificar posibles puntos de falla, fracturas, o zonas de debilidad que podrían comprometer la seguridad.

Por otro lado, el análisis geomecánico contribuirá a optimizar el diseño del tajeo mediante la comprensión de las características del macizo rocoso. Esto permitirá ajustar la disposición de los taladros largos de manera más eficiente, maximizando la extracción de minerales y minimizando el riesgo de colapsos o deformaciones inesperadas.

Del mismo modo, el análisis geomecánica del macizo rocoso contribuye directamente a la eficiencia operativa. Al anticipar y mitigar posibles problemas de estabilidad, se reducen los tiempos de parada no planificados y se optimizan los procesos de extracción, lo que resulta en un aumento de la productividad.

1.4 Delimitación del proyecto

1.4.1 Delimitación espacial

La investigación se llevó a cabo en la empresa la empresa minera:

- ✓ Pan América Silver Huarón S.A.
- ✓ Zona: Llacsacocha
- ✓ Nivel: Nv 180
- ✓ Tajeo: TJ251

1.4.2 Delimitación temporal

La presente investigación se realizó entre los meses de enero a marzo del año 2024

1.4.3 Delimitación económica

Los gastos que ocasionaron la investigación fueron cubiertos en su totalidad por los sustentantes

1.5 Hipótesis y variables

1.5.1 Hipótesis general

El análisis geomecánico detallado de las propiedades de las discontinuidades y esfuerzos influye para la implementación de medidas preventivas y correctivas que optimicen la seguridad y eficiencia en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan América Silver Huarón S.A. 2024

1.5.2 Hipótesis específicas

- a) La evaluación de la condición geomecánica considerando sus características de resistencia de la roca y el fracturamiento inciden para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.
- b) El análisis de los esfuerzos mediante la estimación del comportamiento estructural incide para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.
- c) La orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos parámetros geomecánicos influyen para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

- d) La influencia de los parámetros geomecánicos influyen para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

1.5.3 Variables

a) Variable independiente

X1: Análisis geomecánico

➤ Dimensiones:

- Condición geomecánica
- Análisis de los esfuerzos
- Orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos
- Parámetros geomecánicos

b) Variable dependiente

Y1: Estabilidad de macizo rocoso

➤ Dimensiones:

- Litología, intemperización y alteración.
- Estructura de la masa rocosa.
- Esfuerzos

1.5.4 Operacionalización de variables

Tabla 1. Operacionalización de variables

Variable	Concepto	Dimensión	Unidad
Independiente Análisis geomecánico	El análisis geomecánica de un macizo rocoso, permite estimar su comportamiento ante los esfuerzos generados por diversas obras de ingeniería, como presas, excavaciones superficiales o subterráneas	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Condición geomecánica ➤ Análisis de los esfuerzos ➤ Orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos ➤ Parámetros geomecánicos 	MPa σ_1 ; σ_2 y σ_3 Grados S/U
Dependiente Estabilidad de macizo rocoso	En la evaluación de un macizo rocoso, se examinan diversos aspectos, como el material rocoso en sí, el sistema de diaclasas y las condiciones relacionadas con el agua y los esfuerzos. Para analizar el material rocoso, se lleva a cabo la medición de la compresión inconfiada y la resistencia a la tracción mediante el uso de núcleos de prueba. En lo que respecta al sistema de diaclasas, se consideran parámetros como rugosidad, separación, abertura, rellenos, orientación, persistencia y continuidad. Por otro lado, en las condiciones del agua se evalúan tanto la cantidad como los efectos del agua, incluyendo características físicas y químicas, así como posibles modificaciones en el caudal a lo largo del tiempo.	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Litología, intemperización y alteración. ➤ Estructura de la masa rocosa. ➤ Esfuerzos 	S/U Puntos MPa

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

- a) Tesis titulada: “*Aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, para mejorar la productividad en la unidad minera Yauliyacu- 2018*” (1) . La investigación tuvo como objetivo general incrementar la eficiencia mediante la implementación del método de extracción en subniveles utilizando taladros de gran longitud en vetas estrechas en la Unidad Minera Yauliyacu durante el año 2018 (1).

Sus objetivos específicos fueron:

- ✓ Mejorar la eficiencia del proceso de extracción de mineral mediante la implementación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas estrechas en la unidad minera Yauliyacu durante el año 2018 (1).

- ✓ Evaluar la diferencia en los costos de extracción minera entre el método de corte y relleno ascendente semimecanizado y el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu-2018 (1).

- ✓ Reducir el excesivo consumo de elementos de soporte al aplicar el método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu-2018 (1).

- ✓ Optimizar la producción mensual de mineral mediante la aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas en la unidad minera Yauliyacu-2018 (1).

Sus conclusiones fueron:

- ✓ Mediante la implementación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, se logró mejorar la eficiencia del ciclo de minado en la extracción de mineral, reduciendo el tiempo de trabajo por guardia de 9,16 horas a 7,77 horas, lo que representa una disminución de 1,39 horas por guardia (1).
 - ✓ La aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas conlleva una reducción en los costos asociados al consumo de aceros de perforación, explosivos y accesorios de voladura, disminuyendo de 4,16 \$ a 1,66 \$ por tonelada, lo que representa una diferencia de 2,51 \$ por tonelada (1).
 - ✓ La implementación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas ha permitido reducir los costos relacionados con el consumo de elementos de sostenimiento de 4,31 \$ a 0,00 \$ por tonelada (1).
 - ✓ Esto se debe a que este método de explotación permite un sostenimiento puntual y eventual, dado que las condiciones geomecánicas del macizo rocoso son adecuadas y la estructura mineralizada es estrecha. (1)
 - ✓ La aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas ha llevado a una optimización en la producción mensual promedio, aumentando de 1335,75 a 5223,21 toneladas por mes (1).
- b) Tesis titulada: *“Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la elección de los aceros de perforación en taladros largos de la unidad minera Carahuacra*. La investigación tuvo como objetivo general analizar el impacto de la evaluación geomecánica del macizo rocoso en la selección de los aceros utilizados en los taladros largos de la Unidad minera Carahuacra (2).

Sus objetivos específicos fueron:

- ✓ Analizar el impacto de la caracterización geomecánica del macizo rocoso en la durabilidad de los aceros de perforación en la unidad minera Carahuacra (2).
- ✓ Evaluar cómo el control de los factores y parámetros durante la perforación afecta el consumo de aceros de perforación en la unidad minera Carahuacra (2).
- ✓ Examinar cómo la evaluación técnico-económica del consumo de aceros de perforación influye en la perforación de taladros largos en la unidad minera Carahuacra (2).

Las conclusiones fueron:

- ✓ La evaluación geomecánica del macizo rocoso para determinar la columna de perforación implica establecer los rangos de parámetros de perforación en la veta María Luisa Tajeo 933, considerando dos tipos de rocas. En el caso de las rocas encajonantes, como la dacita de tipo regular con un Índice de Clasificación de Rocas (RMR) de 45, la perforación se lleva a cabo con dificultad intermedia, mientras que, en las rocas mineralizadas, como la esfalerita con un RMR de 31 de tipo malo, la dificultad es mayor. En cuanto a las brocas utilizadas, se observó un rendimiento superior en la columna de perforación con broca retráctil de faldón corto T38 X 64 mm en el año 2020 en comparación con la broca retráctil de faldón largo T38 X 64 mm del año 2019, con una diferencia de 165 metros perforados adicionales (2).
- ✓ La caracterización geomecánica del macizo rocoso influye directamente en la durabilidad de los aceros de perforación, siendo el afilado un factor crucial para prolongar su vida útil. La broca retráctil de faldón corto demostró un rendimiento superior en términos de vida útil, alcanzando 16 metros adicionales de perforación en comparación con la broca retráctil de faldón largo. Este análisis también evidenció una extensión en la vida útil de otros accesorios, como el adaptador de culata (52 m/p más), las barras de 5 pies (105 m/p más) y la broca de faldón corto (41 m/p más) (2).

- ✓ Es esencial controlar los factores y parámetros de perforación que impactan directamente en el desempeño de los accesorios de perforación. Los rangos normales de estos parámetros para la veta María Luisa abarcan dos tipos de roca: la dacita con RMR de 45 de tipo Regular "A" y la esfalerita con RMR: 31 de tipo Mala "A". El equipo utilizado es el Simba S7 D de EPIROC, con un rango de RPM de rotación de perforación que varía entre 25 y 45 bares según el tipo de roca. El antiatas que se establece en 75 bares, 25 bares por encima de la presión de rotación, mientras que el RPM para brocas de 64 mm es de 150 rpm y para brocas rimadoras de 127 mm es de 125 rpm a 135 rpm (2).
 - ✓ La optimización de los aceros de perforación para el equipo J-310 Simba S7D en taladros largos durante el año 2020 resultó en una reducción de costos significativa, con un ahorro anual de \$2,346.90 y un ahorro mensual de \$78.23 en términos económicos (2).
- c) Tesis titulada: "*Análisis geomecánico de taladros largos en tipos de roca De mala calidad aplicables en la mina de Animón – Perú*". La investigación tuvo como objetivo general examinar la viabilidad de utilizar taladros largos en formaciones rocosas de baja calidad en la mina de Animón, ubicada en Perú, tomando en consideración aspectos geomecánicos (3).

Los objetivos específicos fueron:

- ✓ Llevar a cabo la evaluación geomecánica de la formación rocosa en las áreas cercanas a la veta Karina I (3).
- ✓ Establecer la zonificación geomecánica para garantizar que las pruebas se efectúen en áreas con rocas de baja calidad (3).
- ✓ Documentar los resultados derivados del diseño de caserones en la veta Karina I (3).

Las conclusiones fueron:

- ✓ El área estructural está delimitada por dos sistemas de fallas regionales de dirección NNW-SSE conocidos como Sistema de corrimientos del Marañón y

sistema de fallas Huayllay", los cuales son los principales controladores estructurales de la evolución magmática e hidrotermal en la región, dando lugar a depósitos polimetálicos significativos (3).

- ✓ Los depósitos minerales consisten en vetas que se distribuyen en dos sistemas convergentes orientados este-oeste, con inclinaciones hacia el norte en uno y hacia el sur en el otro, respectivamente. En la mina de Animón, hay más de 20 vetas, siendo las más destacadas la veta Principal, veta Karina 1, veta Ramal Piso 03 Principal, veta Andalucía 120, veta Andalucía 120 Techo, veta Carmen, veta Gisela y veta Split María Rosa (3).
- ✓ Según la clasificación de Bieniawski (1989), la calidad de las rocas encajonantes varía de Regular a Mala, con un Índice de clasificación de rocas (RMR) de 31 a 45, mientras que la calidad del mineral oscila entre RMR 31 y 50, con algunos tramos de calidad Muy Mala relacionados con condiciones especiales como zonas de falla o presencia de agua. El buzamiento de las vetas varía entre 60° y 90°, con espesores que van de 1.0 m a 7.0 m (3).
- ✓ La zonificación geomecánica de la formación rocosa en la veta Karina 1 revela que las cajas inmediatas (piso y techo) y el mineral pertenecen al dominio DE-IVB, con promedios RMR similares. Además, las cajas alejadas (piso y techo) están en el dominio de vía, siendo el promedio RMR de la caja en el piso ligeramente mayor que el de la caja en el techo (3).
- ✓ Según el análisis del método gráfico de estabilidad en bancos de minado de 8.5 metros y una longitud abierta de 16.5 metros se encuentra en la zona de transición sin sostenimiento, con un valor predictivo probabilístico (p) de 0.74. En este escenario, se recomienda la utilización de equipo robotizado y la realización de trabajos controlados a distancia (3).
- ✓ Se evidencia la viabilidad del método de talados largos para la veta Karina I, respaldado por la necesidad de relleno para la recuperación y restablecimiento del equilibrio tensional de la formación rocosa, a pesar de encontrarse en los dominios IV A a III B (3).

d) Tesis titulada: “*Evaluación geomecánica para optimizar el método de explotación por subniveles en la veta Julie - Nivel 2360, Compañía Minera Poderosa, 2019*”. La investigación tuvo como objetivo general llevar a cabo una evaluación geomecánica con el fin de mejorar la eficiencia del método de explotación por subniveles en la Veta Julie - NV 2360, operada por la Compañía Minera Poderosa, durante el año 2019 (4).

Los objetivos específicos fueron:

- ✓ Examinar las fuerzas actuantes en la veta Julie - NV 2360, operada por la Compañía Minera Poderosa, durante el año 2019. (4)
- ✓ Estimar la calidad del macizo rocoso mediante el análisis del índice de clasificación de rocas (RMR) de Bieniawski 1989 en la veta Julie - NV 2360, de la Compañía Minera Poderosa, durante el año 2019. (4)
- ✓ Mejorar el método de explotación a través de la evaluación geomecánica realizada en la veta Julie - NV 2360, de la Compañía Minera Poderosa, durante el año 2019. (4)

Las conclusiones fueron:

- ✓ La veta Julie NV 2360 exhibe una mineralización compuesta principalmente por cuarzo blanco, pirita, galena, esfalerita y calcopirita, y presenta dos sistemas de fallas, uno principal y otro secundario. El primer sistema tiene una orientación NE-SW con un ángulo de inclinación y dirección de $70^{\circ}/162^{\circ}$, mientras que el segundo sistema tiene una orientación SW-NE con un ángulo de inclinación y dirección de $79^{\circ}/121^{\circ}$. El sistema secundario tiene una orientación NNW-SSE con un ángulo de inclinación y dirección de $64^{\circ}/065^{\circ}$. (4)
- ✓ Para determinar el tipo de roca, se empleó la clasificación geomecánica de Bieniawski 1989, que identificó que la roca es de tipo IIIB. En el macizo rocoso encajonante, compuesto principalmente de diorita, hacia la franja mineralizada, se determinó un tipo de roca IIIB. De acuerdo con la clasificación

geomecánica RMR, se sitúa entre 42 y 50. La clasificación de Barton establece un Q de 0.80 a 1.95, y según la evaluación geomecánica de GSI, corresponde a MF/R (muy fracturada regular). (4)

- ✓ Basándose en los resultados de la caracterización geomecánica, se optó por aplicar el método de explotación *cut and fill* para la veta Julie, con alturas máximas de minado de 2.8 m y dimensiones mínimas de pilares de 4.5 m en el plano de buzamiento de la veta en relación con las galerías principales. Además, se recomienda implementar un sostenimiento sistemático con puntales con Jackpot espaciados a 1.3 m (para anchos < 3.0 m) y/o cuadros de madera (para anchos > 3.0 m) en caso de que los parámetros geomecánicos de calidad de roca sean inferiores a lo establecido (4).
- ✓ Según la evaluación geomecánica y la simulación realizada con el software Phases2, se determinó que las dimensiones mínimas de los pilares deben ser de 4.5 m en el plano de buzamiento de la veta con respecto a las galerías y rampas principales cuando se emplea el método de corte y relleno (4).
- ✓ Se opta por el método de explotación *cut and fill* en la veta Julie NV 2360 para asegurar la estabilidad del terreno y prevenir eventos no deseados durante el proceso de minado (4).

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Definiciones básicas

Este capítulo y el libro inician con una serie de definiciones fundamentales que son esenciales para comprender los conceptos y planteamientos posteriores (5).

Roca se describe como un sólido compuesto por uno o varios minerales, que ocupa vastas áreas de la corteza terrestre (5).

En el ámbito de la mecánica de rocas, se hace referencia a menudo a la roca o roca intacta para indicar un fragmento de roca sin discontinuidades visibles (5).

En la naturaleza, las rocas suelen estar atravesadas por diversas características geológicas estructurales y discontinuidades de distintos orígenes, como estratos, esquistosidad, pliegues, fallas y juntas o diaclasas (5).

El conjunto de estas discontinuidades se conoce comúnmente como la estructura del macizo rocoso (5). El macizo rocoso se define como la configuración en la que aparecen las rocas en el entorno natural (5).

Por lo tanto, un macizo rocoso está determinado por la naturaleza de la roca y su estructura, que incluye planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otras características estructurales (5).

Los macizos rocosos son, por ende, discontinuos y pueden exhibir propiedades heterogéneas y/o anisotrópicas (5).

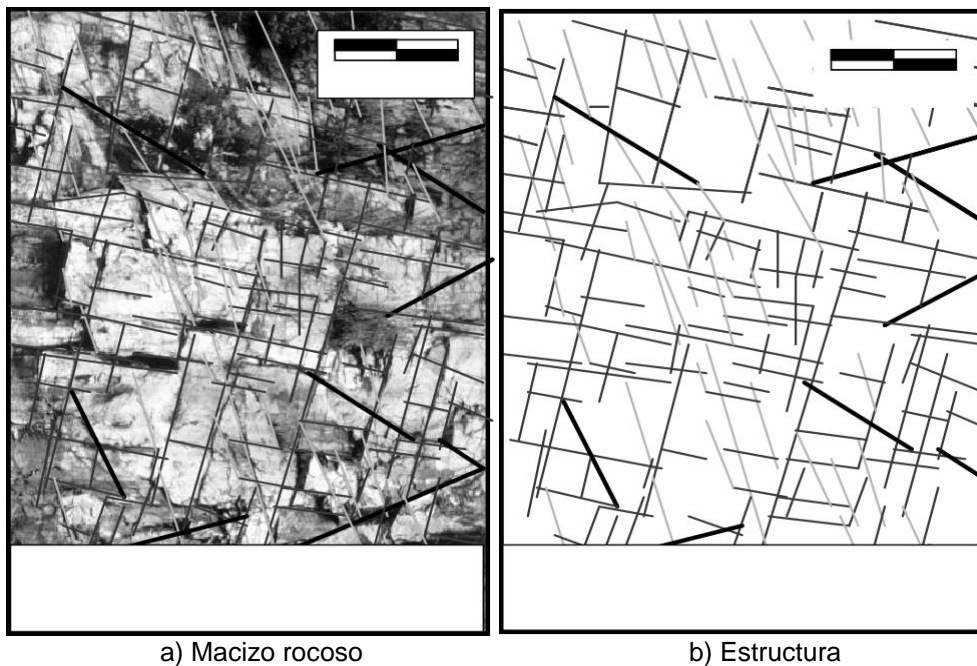


Figura 1. Definición ilustrativa de un macizo rocoso, tres familias y algunas juntas (a) y de su estructura, según se comenta en el texto (5)

➤ Resistencia a tracción

Las rocas se distinguen de otros materiales comúnmente empleados en ingeniería, como el acero, por su escasa resistencia a la tracción (5).

Cuando se someten muestras de roca a pruebas de tracción, suelen romperse a niveles de tensión aproximadamente diez veces menores que cuando se prueban en compresión simple (5).

Además, la presencia de discontinuidades en los macizos rocosos significa que, en la mayoría de los casos, prácticamente no hay resistencia a la tracción. Por lo tanto, los macizos rocosos, en general, no pueden generar ni resistir la tracción (5).

Esto implica que, al diseñar excavaciones, si se identifica una zona del macizo que experimentará tracción según el análisis, esta zona se distenderá y las tensiones se redistribuirán en su entorno (5).

Esta distensión puede provocar la inestabilidad puntual de la roca, manifestándose como la separación episódica o progresiva de unidades rocosas del macizo (5).

➤ **Efecto de las aguas subterráneas**

El comportamiento de las rocas se ve influenciado por el agua subterránea de dos maneras distintas (5).

En primer lugar, en rocas porosas como las areniscas, la influencia es evidente y está regida por el principio de Terzaghi o de la tensión efectiva (5).

En segundo lugar, en macizos rocosos compuestos principalmente por materiales poco porosos, lo que ocurre en la mayoría de las rocas, el agua bajo presión en las juntas entre bloques de roca reduce la presión efectiva entre los labios de la junta, disminuyendo así la potencial resistencia al corte que proviene de la fricción (5).

Un último efecto más sutil del agua es su acción degradante en varias zonas del macizo, lo que resulta en un deterioro significativo de las propiedades mecánicas de ciertos materiales, como una menor resistencia y una mayor deformabilidad (5).

➤ **Meteorización**

La meteorización se puede definir como el proceso de alteración físico-química de las rocas en la superficie, debido a las interacciones con soluciones atmosféricas líquidas o gaseosas (5).

Su importancia radica en su impacto en las propiedades mecánicas de los materiales afectados, así como en su influencia en las características de fricción de las superficies que afecta (5).

Cuando una roca experimenta un alto grado de meteorización, eventualmente se convierte en un material desagregado o poco cementado conocido como suelo (5).

A medida que un macizo rocoso se meteoriza, tiende a adquirir características similares a este tipo de materiales (5).

Durante esta transición, a menudo se hace referencia a la formación de "roquisuelos" o a la presencia de rocas blandas y suelos duros (5).

Aunque no se mencionan todos los aspectos abordados en la mecánica de rocas, estos ejemplos muestran que esta disciplina va más allá del ámbito de la mecánica aplicada tradicional, ya que incorpora técnicas que van más allá de ella (5).

➤ **Aplicaciones de la mecánica de rocas**

Como se ha mencionado anteriormente, la mecánica de rocas se considera una disciplina singular con principios universalmente aplicables, aunque con diversas aplicaciones que se discutirán brevemente a continuación. Principalmente, estas aplicaciones se centran en la minería y la ingeniería civil. (5)

En la minería, los espacios se diseñan para ser estables durante períodos relativamente cortos, como unas pocas horas, por ejemplo, para un frente de tajo largo. (5)

Por otro lado, en la ingeniería civil, la estabilidad a largo plazo, como en el caso de túneles para carreteras o ferrocarriles, es de suma importancia. Tradicionalmente, la inversión privada ha estado asociada a la minería, mientras que las obras civiles han sido responsabilidad del sector estatal o público. (5)

Por lo tanto, en las aplicaciones mineras de la mecánica de rocas, el énfasis ha estado tradicionalmente en la economía sin descuidar la seguridad, mientras que, en la ingeniería civil, las obras deben ser principalmente seguras sin dejar de ser económicamente viables. (5)

Dado que el enfoque de este libro se centra más en las aplicaciones mineras, se presentan primero las aplicaciones de la mecánica de rocas en la minería y luego se abordan otras áreas. (5)

Además de la minería y la ingeniería civil, es importante mencionar las crecientes aplicaciones en la ingeniería del petróleo, el desarrollo del espacio subterráneo urbano, el almacenamiento de residuos y la planificación del territorio. (5)

➤ **Aplicaciones de la mecánica de rocas en minería**

La explotación de un mineral por minería subterránea o a cielo abierto implica la realización de una serie de excavaciones cuyo diseño y análisis de estabilidad es objeto de la mecánica de rocas (5).

➤ **Minería subterránea**

Una mina subterránea en funcionamiento cuenta con una variedad de excavaciones o cavidades que desempeñan distintas funciones. Por ejemplo, el pozo principal, la rampa, las galerías de nivel y de transporte, los puntos de carga de mineral y los pozos de ventilación conforman la infraestructura de acceso y servicios de la explotación (ver adjunta). Estas estructuras están diseñadas para

durar tanto como la propia vida útil de la mina y suelen ser excavadas en roca estéril (5).

Además, hay otras excavaciones mineras que están directamente relacionadas con la extracción de mineral, como los túneles transversales de acceso y de exploración, las galerías de avance, las piqueras o chimeneas de paso de mineral, y en general cualquier cavidad creada durante las labores de preparación (ver adjunta). Estas cavidades, excavadas en el propio mineral o en la roca encajante, se utilizan para llevar a cabo diversas operaciones de producción de mineral. Su vida útil está determinada por la duración de las operaciones mineras en su área, y algunas de estas cavidades pueden desaparecer una vez completada la explotación en la zona (5).

El tercer tipo de excavación es la fuente de mineral, que son las cavidades donde se llevan a cabo las operaciones de extracción. Pueden ser frentes con una geometría definida y paredes estables que delimitan la expansión de la excavación a medida que avanza la extracción (ver adjunta). También pueden ser cavidades llenas de mineral más o menos fragmentado, con límites inferiores y laterales claramente definidos, y la extracción se realiza desde la parte superior de la excavación. La duración de estas cavidades está determinada por el período de extracción de mineral en sí (5).

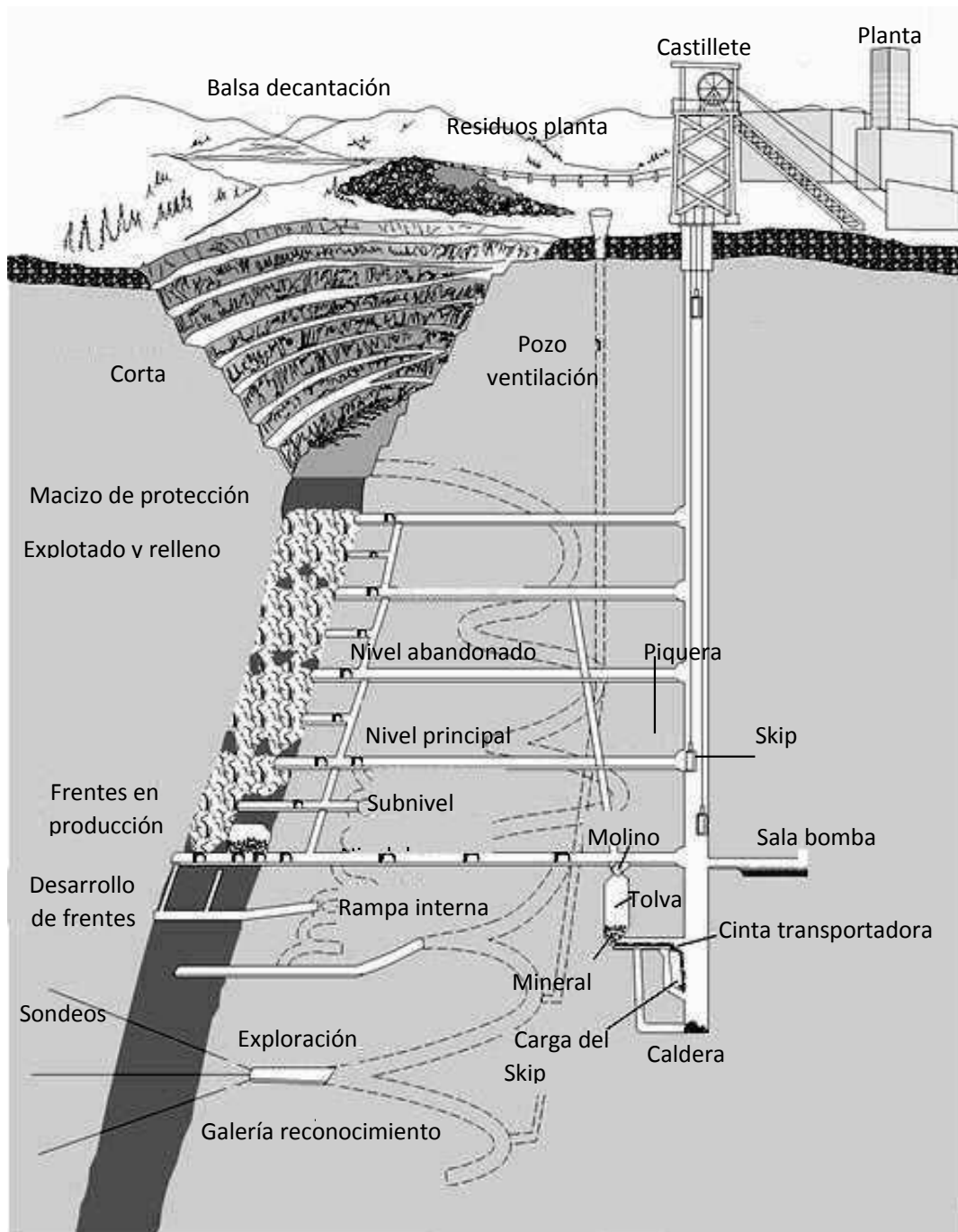


Figura 2. Esquema clásico de una explotación minera subterránea (en este caso por el método de subniveles), donde se presentan todos los tipos de excavaciones de distinta vida según sus requerimientos operacionales, tal y como se indica en el texto Tomada de un modelo de Atlas Copco

2.2.2 Caracterización geomecánica

2.2.2.1 Definición de discontinuidades

Las características de las discontinuidades determinan la calidad de la roca, lo que a su vez influye en sus propiedades de resistencia (6).

Para estimarlas adecuadamente, es crucial identificar el número de familias de discontinuidades, su llenado, su persistencia y la apertura de los planos de discontinuidad, considerando tanto sus aspectos físicos como geométricos para cada familia en particular (6).

- ✓ Categorías de discontinuidades: (estratificación: S0, esquistosidad: S1, juntas: J1, J2, fallas: F1, F2).

Características distintivas de cada familia de discontinuidades:

- ✓ Dirección y ángulo de inclinación (buzamiento).
- ✓ Distancia entre discontinuidades, medida en milímetros (existen 7 categorías).
- ✓ Continuidad en función de la dirección y el ángulo de inclinación, clasificada en metros (hay 5 categorías).
- ✓ Rugosidad, evaluada con el peine de Barton (existen 10 categorías).
- ✓ Apertura, medida en milímetros (existen 9 categorías).
- ✓ Ancho: determinado con o sin material de relleno.
- ✓ Composición (8 tipos distintos).
- ✓ Grosor, expresado en milímetros.
- ✓ Grado de alteración por meteorización (6 categorías).
- ✓ Presencia de filtraciones o agua (4 categorías).
- ✓ Resistencia a la compresión de las paredes (dependiente del tipo de matriz rocosa, grado de meteorización y presencia o ausencia de material de relleno):
- ✓ Índices de campo (6 categorías).
- ✓ Valor de resistencia a la compresión (mediante martillo Schmidt).
- ✓ Resistencia al corte (parámetro cuantitativo). (7)

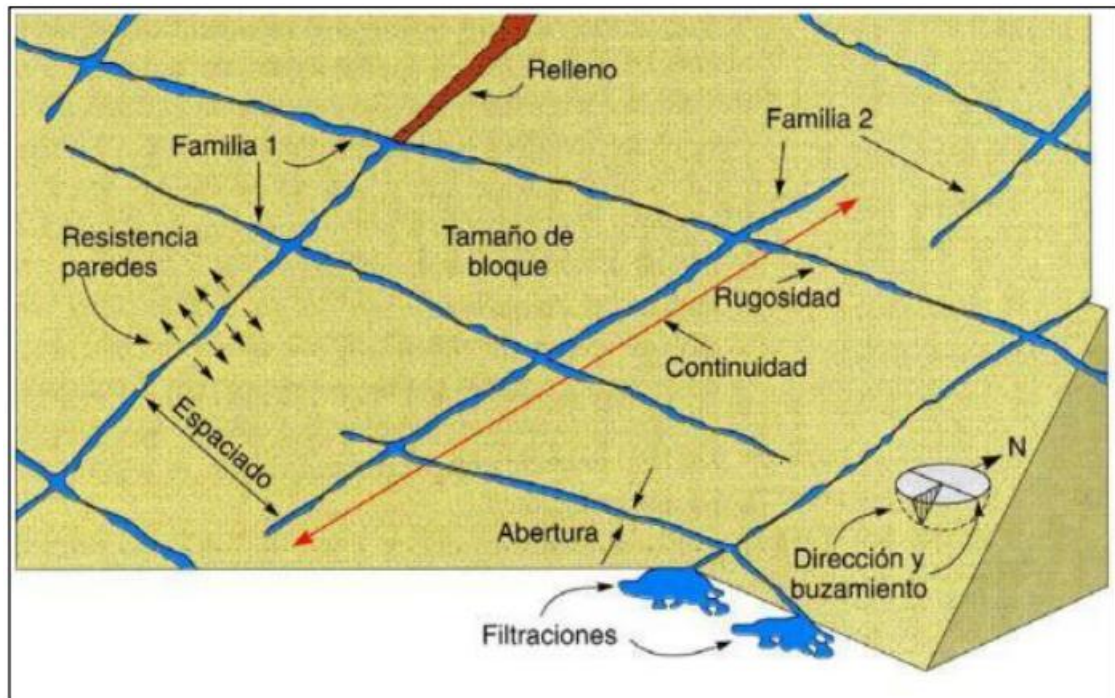


Figura 3. Características de las discontinuidades que se encuentran en una formación rocosa (7)

a) Rock Mass Rating

El RMR, una clasificación geomecánica ampliamente empleada, se utiliza para identificar el tipo de macizo rocoso y aplicar el soporte correspondiente según las evaluaciones establecidas. Inicialmente diseñado para determinar el tipo de refuerzo necesario en túneles, en la actualidad también se aplica para analizar la estabilidad de taludes.

Según Bieniawski, la evaluación detallada del RMR implica considerar lo siguiente:

- ✓ La resistencia de la roca intacta puede ser evaluada a través de ensayos de carga puntual realizados en laboratorio, o también puede determinarse mediante el uso de un martillo geológico.
- ✓ El Índice de calidad del testigo (RQD) puede ser calculado utilizando muestras de testigos o mediante fórmulas aplicadas en la superficie.

- ✓ El espaciamiento entre discontinuidades se refiere a la distancia que separa dos discontinuidades.
- ✓ La condición de las discontinuidades se evalúa considerando varios aspectos:
 - La distancia entre las discontinuidades
 - La abertura de las discontinuidades
 - La rugosidad de las superficies de las discontinuidades
 - El relleno presente en las discontinuidades
 - El grado de alteración de las discontinuidades
- ✓ La presencia de agua subterránea en el macizo rocoso.

Para calcular el Índice de resistencia del macizo rocoso (RMR), se asigna un valor a cada uno de estos parámetros, los cuales se suman para obtener el RMR total del macizo rocoso en cuestión.

$$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)$$

Tabla 2. Parámetros de clasificación geomecánica según Bieniawski 89 (7)

1	Resistencia del macizo rocoso (MPa)	Ensayo de carga Puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (MPa)		
		Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	5		
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1 mm	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligerament rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligerament e alterada	Moderada mente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10litros/m in	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación de agua / Tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligerament húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Tabla 3. *Categoría de clasificación geomecánica. (7)*

VALOR DE RMR	Clasificación del Macizo Rocosó	Clase
81 – 100	Muy Bueno	I
61 – 80	Bueno	II
41 – 60	Medio	III
21 – 40	Malo	IV
0 – 20	Muy Malo	V

b) Índice de calidad de las rocas

El índice de calidad de la roca (RQD, por sus siglas en inglés Rock Quality Designation Index) fue desarrollado con el propósito de cuantificar la calidad de la masa rocosa basándose en la recuperación de testigos de perforación diamantina. Para calcular el RQD a partir de un testigo, se suman todas las piezas individuales de más de 10 cm de longitud y se dividen por la longitud total del testigo recuperado de la perforación diamantina.

$$RQD = \frac{\sum \text{Fragmentos del testigo} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Largo Total del Testigo}} \times 100$$

En ausencia de testigos y la necesidad de calcular el RQD, se pueden emplear ecuaciones específicas para realizar este cálculo sin depender de la presencia de un testigo. A continuación, se describen estas ecuaciones.

$$RQD = 115 - 3.3JV \rightarrow JV > 4.5$$

$$RQD = 100 \rightarrow JV \leq 4.5$$

En este caso, JV representa la cantidad numérica de discontinuidades presentes en la masa rocosa por metro cúbico. Al utilizar cualquiera de estas fórmulas, se obtiene el valor del RQD, el cual permite determinar la calidad de la roca según la siguiente tabla (6).

Tabla 4. Calidad de RQD. (7)

RQD (%)	Calidad de Roca
< 25	Muy Mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Excelente

La cantidad y el grado de alteración de las fracturas desempeñan un papel crucial en las formaciones rocosas, ya que este parámetro determina el tipo de roca, como se especifica en la tabla siguiente. (7)

Tabla 5. Clasificación de la masa rocosa de acuerdo al grado de fracturamiento (7)

Descripción	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	Índice de Resistencia de Carga Puntual (MPa)
Muy Alta	> 200	> 8
Alta	100 – 200	4 – 8
Media	50 – 100	2 – 4
Baja	25 – 50	1 – 2
Muy Baja	1 – 25	< 1

c) Índice de resistencia geológica (GSI)

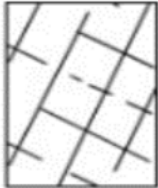

El Índice de soporte geomecánico (GSI) es una clasificación que se basa en la observación de dos aspectos principales: la condición superficial y el nivel de estructura.

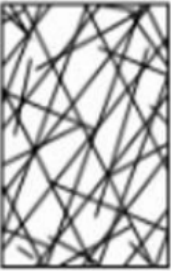


Esta clasificación se utiliza ampliamente en la minería subterránea para determinar el tipo de soporte necesario en cada labor en progreso, y su popularidad se debe a su facilidad de aplicación tanto por parte de colaboradores como de profesionales.

El proceso de clasificación implica realizar observaciones en la zona más fracturada de la labor en avance, donde se mide un metro cuadrado y se cuenta el número de fracturas que lo atraviesan, seguido por la realización de golpes de picota o martillo geológico (6).

Con base en estas observaciones de superficie y condición estructural, se estima el índice GSI del macizo rocoso de acuerdo con una tabla específica que se detalla más adelante. Es importante destacar que cada unidad minera subterránea tiene su propia tabla GSI adaptada a su realidad y al tipo de soporte utilizado.

Tabla 6. Estimación del GSI. (8)

<p>Características del Macizo Rocos según GSI Modificado:</p> <p>Se contabiliza la cantidad de fracturas por metro lineal medidas IN SITU.</p> <p>Para determinar la resistencia de la roca IN SITU, se hace uso del martillo geológico (golpeando la roca). También se considera: rugosidad, alteración y relleno de las discontinuidades.</p> <p>ESTRUCTURAS</p>	<p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p>	<p>Muy Buena (Extremadamente resistente fresca) Superficies de discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas. (Se astilla con golpes de picota)</p>	<p>Buena (Muy Resistente, Levemente Alterada) Discontinuidades rocosas, Leventm alter manchas de oxidación (se rompen con varios golpes de picota)</p>	<p>Regular (Resistente y Levemente Alterada) Discontinuidades lisas, Moderadamente alteradas, ligeramente abiertas (se rompen con uno o dos golpes de picota)</p>	<p>Mala (Moderam. Resistente, moderam. alterada) Superficies pulidas o con estrías, muy alteradas, relleno compacto o con fracturas de rocas. (se indenta superficiales)</p>	<p>Muy Mala (Blanda, muy alterada) Superficies pulidas y estrías, muy abiertas con relleno de arcillas blandas. (se disgrega profundamente)</p>
<p>Levemente Fracturada</p>  <p>Igual o menor a 3 sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí. (RQD 75 – 90%) De 2 a 6 fract/metro.</p>		LF/MB	LF/B	LF/R	LF/M	LF/MM
<p>Moderadamente Fracturada</p>  <p>Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas, de discontinuidades ortogonales (RQD 50 – 75%) De 6 a 12 fract/metro.</p>		F/MB	F/B	F/R	F/M	F/MM

<p>Muy Fracturada</p>  <p>Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades.</p> <p>(RQD 25 – 50%)</p> <p>De 12 a 20 fract/metro.</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM
<p>Intensamente Fracturada</p>  <p>Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades, interceptadas formando bloques, angulosos o irregulares.</p> <p>(RQD 0 – 25%)</p> <p>Más de 20 fract/metro.</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM
<p>Triturada o Brechada</p>  <p>Ligeramente trabada, masa rocosa, extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos redondeados.</p> <p>(SIN RQD)</p>	T/MB	T/B	T/R	T/M	T/MM

Nota:

✓ **Condición de estructura:**

(LF=Levemente fracturada, F= Moderadamente fracturada, MF= Muy fracturada, IF= Intensamente fracturada, T= Triturada o brechada).

✓ **Condición de superficie**

(MB= Muy buena, B= Buena, R= Regular, M= Mala, MM= Muy mala)

d) Correlación entre RMR y GSI.

Para establecer la correlación entre el índice de soporte geomecánico (GSI) y el Índice de resistencia del macizo rocoso (RMR) es necesario especificar qué tipo de RMR se ha empleado. A continuación, se describen los tipos de RMR utilizados (7).

En el RMR 76

$RMR76 > 18 \rightarrow GSI = RMR76$

$RMR76 < 18 \rightarrow$ No se puede utilizar el RMR76 para la obtención del GSI

Para el caso de RMR89

$RMR89 > 23 \rightarrow GSI = RMR89 - 5$

$RMR89 < 23 \rightarrow$ No se puede utilizar el RMR89 para la obtención del GSI.

2.2.2.2 Métodos de explotación por subniveles

El método de explotación por subniveles, también conocido como *sublevel stoping* o *blast hole stoping* se caracteriza por el uso predominante de taladros largos, ya que este enfoque resulta más rentable en términos de toneladas rotas por hombre guardia. (9)

Este método se emplea principalmente en vetas con un buzamiento que varía de semivertical a vertical. Para llevar a cabo la perforación con taladros largos, las condiciones de las cajas deben ser competentes, lo que significa que ocasionalmente se requiere fortificación o se trabaja sin la necesidad de utilizar soportes artificiales (9).

El mineral roto generado por la voladura fluye por la pendiente natural de la veta (9).

La etapa de preparación del método de explotación por subniveles implica una inversión significativa, pero esta inversión se recupera debido a que todas las labores preparatorias se realizan en áreas mineralizadas con valores económicos explotables (9).

Este método de explotación tuvo sus inicios en las minas de hierro de Michigan alrededor del año 1902 e inicialmente se utilizaba en minas convencionales con winches (9).

A medida que se introdujeron métodos mecanizados de perforación (como el Simba) y la limpieza con equipos de bajo perfil, la producción aumentó a entre

15 y 40 toneladas por hombre guardia, dependiendo de la potencia de la veta a explotar. Normalmente, la producción mensual supera las 25,000 toneladas (9).

Aproximadamente el 9 % de las minas en los Estados Unidos utilizan este método, mientras que, a nivel mundial, solo alrededor del 3 % de las minas metálicas lo emplean (9).

Hoy en día, el tajeo por subniveles con taladros largos se aplica exclusivamente en vetas verticales o semiverticales, y la roca circundante debe ser lo suficientemente competente para prevenir colapsos (9).

La orientación vertical de la veta garantiza que los taladros no se desvíen durante la perforación y permite que el mineral roto fluya por gravedad para su posterior limpieza con equipos Scoop (9).

La eficacia en la voladura durante el tajeo por subniveles con taladros largos hace que este método sea el más económico en la minería subterránea, ya que se logra la fragmentación de una gran cantidad de mineral por voladura.

Las máquinas perforadoras utilizadas para realizar los taladros largos se conocen comúnmente como simbas (9).

a) Yacimientos que se aplican tajeo por subniveles

Las vetas que son adecuadas para la aplicación del método de explotación por subniveles utilizando taladros largos deben tener un espesor mínimo que varía de regular a grande, lo que implica un mínimo de 4 metros de espesor (7).

La roca encajonante debe ser competente y tener la capacidad de auto soporte durante al menos 6 meses, con una resistencia mínima requerida de 8,000 psi (55 MPa) para resistir los esfuerzos asociados con la apertura realizada durante la explotación (7).

Además, estas vetas deben ser verticales o semiverticales como mínimo para permitir que el mineral roto fluya sin necesidad de realizar rastrillajes adicionales (7).

Las vetas que poseen leyes de corte económicamente rentables y que son adecuadas para el tajeo por subniveles con taladros largos deben tener un espesor mínimo de 4 metros para garantizar una voladura más eficiente (6).

Aunque también se puede aplicar este método en vetas con espesores menores a 1.5 metros, especialmente si son verticales, es importante tener en cuenta que la perforación puede ser más difícil y llevar más tiempo (6).

Sin embargo, todos los espesores de veta pueden ser explotadas mediante este método, aunque a medida que el espesor disminuye, aumenta el costo por tonelada rota y disminuye la eficiencia en términos de toneladas por hombre guardia (6).

Cuando el espesor de la veta alcanza los 6 metros, es común dejar pilares de apoyo para garantizar una mayor estabilidad en la caja techo.

Estos pilares se recuperan al finalizar con el relleno de los tajos cercanos (6).

Durante la perforación con taladros largos, es fundamental que las vetas estén bien definidas, ya que la presencia de zonas pobres en las vetas puede resultar en una mayor dilución del mineral y un aumento en el costo por tonelada rota (9).

Las cajas (techo y piso) lisas facilitan el flujo del mineral hacia las tolvas o áreas de limpieza, lo que mejora la eficiencia del proceso (9).

Además de ser lisas, las cajas también deben ser competentes y tener un tiempo prolongado de auto soporte para permitir la realización de grandes excavaciones e incluso la posibilidad de no ser rellenadas durante períodos prolongados de tiempo (9).

En el caso de derrumbes o colapsos debido a la incompetencia de la roca encajonante, se produce una gran dilución y, en ocasiones, la pérdida de subniveles (9).

En estos casos, se continúa la explotación con tajos más pequeños, lo que reduce el rendimiento en términos de toneladas por hombre guardia y aumenta los costos de producción (9).

b) Ventajas

- La explotación por tajeo por subniveles utilizando taladros largos es completamente mecanizada, lo que resulta en una alta eficiencia que puede alcanzar hasta las 110 toneladas por hombre guardia y a un costo reducido (10). Este método de explotación puede lograr un ritmo de producción significativamente alto, llegando en condiciones óptimas a producir igual o más de 25,000 toneladas en un mes calendario (10).
- La seguridad es una característica destacada al realizar este tipo de explotación. Hasta la fecha, no se ha registrado ningún accidente utilizando este método. Además, debido a su naturaleza por subniveles, la ventilación y la dispersión de los gases generados por la voladura, que generalmente se realiza una vez por semana, pueden gestionarse fácilmente (10).
- La recuperación de mineral alcanza típicamente un 90 %, con una baja tasa de dilución de mineral, que generalmente se mantiene por debajo del 20 %, especialmente cuando se deja una buena proporción de pilares (10).
- Los taladros pueden acumularse antes de ser disparados, lo que permite una mayor flexibilidad operativa de acuerdo con la disponibilidad del equipo Simba (10).
- En operaciones mineras completamente mecanizadas, la voladura puede realizarse solo una vez por semana en cada frente de trabajo (10).

c) Desventajas

- En el proceso de explotación por subniveles, como en cualquier otro método, la fase inicial consiste en la preparación, que implica la creación de subniveles a intervalos de 20 o 30 metros antes de comenzar la excavación de los frentes de trabajo, lo cual resulta en costos elevados debido a las labores de preparación (10).
- Este método de explotación requiere principalmente que la veta contenga mineral con valores económicos rentables en su mayoría para ser viable (10).
- En terrenos con pendientes bajas, el tajeo por subniveles tiende a ser menos rentable debido al aumento de la dilución, ya que los taladros a menudo se desvían y cortan roca estéril (10).
- Los gases producidos por las voladuras secundarias, que se llevan a cabo para romper bancos, suelen dirigirse hacia los frentes de trabajo y pueden ocurrir dos o tres veces al día (10).

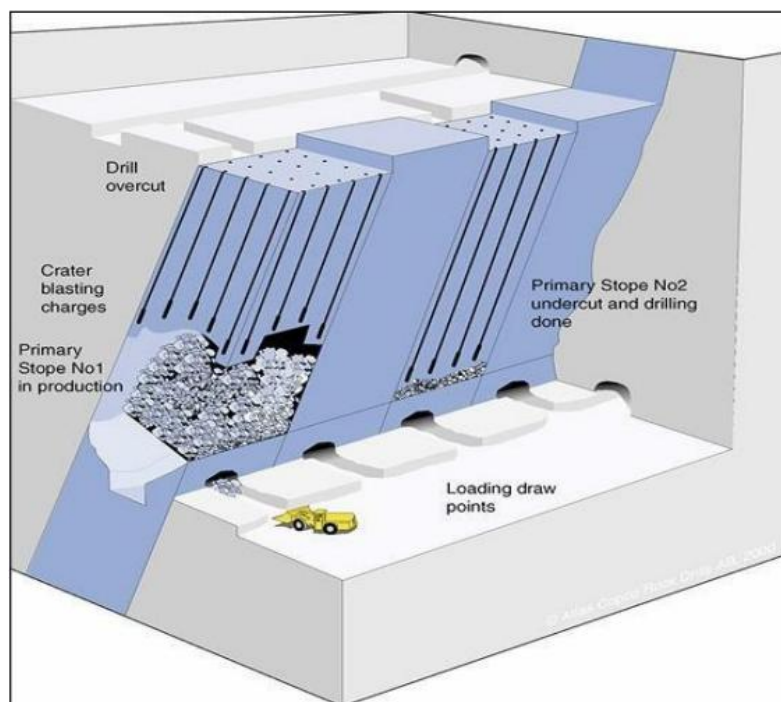


Figura 4. Esquema de tajeo por subniveles (10)

El método de explotación por subniveles, también conocido como *sublevel stoping* en inglés, implica la extracción total del mineral de una veta, dejándola vacía sin ningún tipo de relleno posterior (9).

Este método de explotación es altamente productivo debido a que los subniveles, que se preparan antes de la excavación de los frentes de trabajo, se realizan en áreas mineralizadas, lo que permite la extracción continua de mineral durante la preparación de los frentes de trabajo (9).

Para evitar posibles derrumbes en vetas con espesores significativos, se dividen en dos o más tajos, y los pilares resultantes se recuperan al finalizar la explotación del frente de trabajo (9).

La explotación por subniveles comienza desde el nivel principal, donde se realizan los "drawpoints". Los subniveles se perforan entre los niveles principales a intervalos de 20 a 30 metros, según la capacidad de la máquina perforadora utilizada. Una vez perforado el mineral con taladros largos, este cae por gravedad hacia los "drawpoints" para ser limpiado y transportado hacia la superficie o el lugar designado para la descarga del mineral (9).

Para aplicar este método de explotación, la veta debe tener un buzamiento vertical o subvertical y la capacidad de fluir el mineral roto (9).

Además, la roca encajonante debe ser competente y tener períodos prolongados de auto sostenimiento. mA medida que se extrae el mineral, este debe mostrar una buena resistencia a los esfuerzos. (9).

Existen dos tipos de perforación en taladros largos utilizados en este método: los taladros en paralelo y la perforación en forma de abanico o anillo. Los taladros en paralelo se emplean en vetas con un buzamiento de 85° a 90° y espesores de 6 metros o más (9).

La perforación se realiza de arriba hacia abajo para evitar desprendimientos, y la voladura se efectúa de abajo hacia arriba. Los subniveles pueden tener una

distancia variable, llegando hasta los 60 metros según las especificaciones de cada mina (9).

Por otro lado, la perforación en forma de abanico o anillo se inicia en los subniveles descendiendo desde la cara libre previamente generada. El mineral roto cae por gravedad hacia las zonas vacías, donde se encuentran los "drawpoints" o tolvas de limpieza.

La longitud de los subniveles puede variar, y en la actualidad, con el avance de la tecnología minera, se ha incrementado la distancia entre los subniveles, llegando incluso a reemplazar dos subniveles por uno solo.

Este método de perforación en anillos no es recomendable para vetas estrechas, para las cuales se sugiere la perforación en paralelo (9).

d) Método de explotación minera corte y relleno

Se emplea en vetas con un buzamiento regular, donde la extracción del mineral se realiza mediante largas echadas ascendentes desde el subnivel base, el cual se establece dejando un puente desde las galerías principales (10).

La altura de la explotación varía según el espesor de la veta, y la perforación puede realizarse en realce o Breasting, dependiendo de las características del terreno. Una vez fracturado el mineral, se procede al relleno con material detrítico o hidráulico, creando así un nuevo nivel para continuar con la perforación (10).

El material de relleno suele ser obtenido del desmonte de las labores de preparación o, en casos menos comunes, extraído de una cantera cercana a la mina y transportado mediante tuberías, en particular en el caso del relleno hidráulico, al cual a veces se le agrega cemento para mejorar su compactación (10).

La mayoría de las compañías mineras están orientadas hacia la mecanización de sus operaciones subterráneas, lo que ha llevado a la automatización de este

método de explotación, que reemplaza varios métodos anteriormente utilizados en la minería mecanizada (10).

Una de las ventajas de este método es su excelente recuperación de mineral, así como la seguridad que proporciona, incluso en terrenos complicados. Sin embargo, una desventaja significativa radica en el costo asociado con el relleno (10). La explotación se lleva a cabo en cortes horizontales, desde la base de un subnivel, dejando un puente desde la galería principal (10). La limpieza del mineral fracturado se realiza convencionalmente con un winche de arrastre, o de manera mecanizada con equipo de bajo perfil. Una vez completada la limpieza y el barrido de finos, se procede al relleno, que actúa como soporte para el techo y el piso de la excavación. (10)

En el caso del relleno detrítico, se utiliza principalmente el desmonte generado en las labores de exploración o preparación que se encuentran en la parte superior de los tajos (6). En raras ocasiones, este material puede ser extraído de una cantera adyacente a la mina, triturado, mezclado con agua y transportado por tuberías (6).

Una desventaja importante de este método es el costo elevado asociado con el relleno, así como las interrupciones en la producción durante el proceso de relleno, que se paraliza hasta completar el tajo al 100%. Se recomienda que las vetas tengan un buzamiento superior a los 50° para llevar a cabo este método con eficacia (7).

2.2.2.3 Caracterización del macizo rocoso

Los sistemas de clasificación se desarrollaron con el propósito de estandarizar y cuantificar las características de un macizo rocoso en un indicador que permitiera a los geomecánicos comunicarse de manera uniforme.

Estos indicadores principales combinan mediciones de la roca intacta con las características de las discontinuidades para asignar una puntuación al macizo rocoso, lo que proporciona una medida de su competencia.

Además de facilitar la comunicación, estos sistemas permiten a los ingenieros relacionar la experiencia con las condiciones de roca de un sitio a otro y derivar datos cuantitativos y pautas para el diseño de ingeniería.

La tabla presenta los principales sistemas de clasificación utilizados en el campo de la geomecánica, y en adelante nos enfocaremos en detallar el sistema Q (Barton et al., 1974), dado que se emplea en los métodos gráficos de estabilidad que se discutirán en la siguiente sección.

Tabla 7. Principales sistemas de clasificación de macizo rocoso

Sistema	Autor	Descripción
RQD (Rock Quality Designation)	(Deere et al. 1966)	Mide largos de trozos recuperados mayores a 10 cm, dividido por el largo total del testigo.
RMR (Rock Mass Rating)	(Bieniawski 1974)	Integra sumas de puntajes por: UCS, RQD, espaciamiento, condición y orientación de discontinuidades y aguas subterráneas.
MRMR (Mining Rock Mass Rating)	(Laubscher 1977)	Agrega al RMR, esfuerzos in-situ e inducidos y efectos de tronadura y alteración
GSI (Geological Strength Index)	(Hoek 1994)	Desarrollado para escalar la resistencia del macizo rocoso de acuerdo al criterio Hoek&Brown.
Q (Rock Tunneling Index)	(Barton, Lien and Lunde 1974)	Se describe a continuación.

2.2.2.4 Explotación por taladros largos

➤ Utilización de taladros largos en métodos de explotación subterránea

De acuerdo con Apaza (2013), se ejemplifica el empleo de taladros largos en operaciones subterráneas. A continuación, se detallará su utilización en dos contextos específicos: (11)

- Apertura y finalización.
- Cráteres verticales en retirada.

a) Taladros largos en el método de cráteres verticales en retroceso

En su tesis, Tipe (2004) explica que el *vertical crater retreat* (VCR) es un método de extracción minera que se fundamenta en la teoría de los cráteres. Consiste en iniciar la remoción del material mediante cargas esféricas, las cuales se colocan en taladros verticales o inclinados a una distancia cercana o adecuada a la cara libre.(12).

Este método emplea taladros de gran diámetro, utilizados como taladros de alivio, que se perforan desde un nivel superior siguiendo la chimenea. Estos taladros se cargan y se disparan por secciones, avanzando de abajo hacia arriba. (12)

En la voladura de los cráteres, se considera aceptable una desviación del taladro dentro de rangos que no excedan 5 veces el diámetro. Para reducir esta desviación, se requiere que el operador tenga experiencia y que el equipo de perforación esté en buenas condiciones (12).

2.2.2.5 Métodos de minado empleando taladros largos

Conocido como *sublevel stoping*, este método es una adaptación de los principios de la voladura de bancos a cielo abierto para su aplicación en operaciones subterráneas. Implica la remoción del mineral entre dos niveles de perforación en direcciones ascendente y descendente (13).

Este sistema establece un solo nivel base (nivel de extracción) para múltiples subniveles superiores, con una distancia típica entre los niveles base de entre 80 y 100 metros (13).

Hay dos variantes en este método: el método de taladros paralelos (LBH) y el método de taladros en abanico (SLC) (13).

➤ **Método taladros en abanicos llamados también método de explotación sublevel en cuerpos (SLC)**

Este estudio se concentra en depósitos de mineralización diseminada, donde los trabajos de perforación de taladros suelen tener longitudes superiores a los 15 metros, dependiendo de las características del bloque mineralizado (13).

Los subniveles de perforación tienen una altura de 30 metros, desde donde se llevan a cabo las operaciones de perforación ascendente y descendente en forma de abanico, utilizando brocas con un diámetro de 64 mm (13).

El propósito principal es reducir al mínimo la desviación de los taladros (13).

➤ **Método taladros en paralelos (large blast hole “lbh”) o llamados también métodos de explotación *sublevel* en vetas (SLV)**

Este enfoque se utiliza principalmente en depósitos de mineral con espesores menores, como vetas donde el grosor explotable varía de 1,20 a 3,00 metros (13).

Las áreas minables pueden variar según la flota de equipos disponible, pero generalmente no exceden los 3,50 metros por lado, con una inclinación promedio de la estructura entre 75 grados y una altura entre subniveles de no más de 15 metros (13).

El "slot" se refiere a la cara libre, la cual se prepara con secciones de 1,50m x 1,50m o 2,0m x 2,0m. Estas chimeneas se sitúan en los extremos del área de explotación de manera que la extracción se realiza de manera descendente y en rebanadas verticales (13).

➤ **Ensayo de compresión simple**

Uno de los ensayos utilizados para este propósito es el de resistencia a compresión uniaxial, que se realiza en probetas cilíndricas de roca con una altura entre el doble y el triple de su diámetro (5).

Estas probetas suelen obtenerse a partir de testigos de sondeos o, en el laboratorio, mediante la extracción de bloques de roca con una sonda (5).

Es importante destacar que la extracción de estos bloques debe realizarse sin voladuras en la mina o en el lugar de trabajo, ya que las explosiones pueden generar nuevas micro fisuras en la roca o aumentar las existentes, lo que podría resultar en una pérdida de resistencia de las probetas obtenidas (5).

Además de determinar la resistencia a compresión, este ensayo también puede proporcionar las constantes elásticas de la roca, como su módulo de Young y su coeficiente de Poisson (5).

La determinación de la resistencia a compresión simple de una roca es importante por varios motivos: (5)

➤ **Ensayo de carga puntual (ensayo Franklin)**

En ocasiones, puede ser difícil obtener material adecuado para preparar probetas para los ensayos de compresión simple. También puede darse el caso de que sea necesario realizar un gran número de ensayos y que estos deban llevarse a cabo en el lugar (in situ). En tales situaciones, el ensayo de carga puntual puede utilizarse como alternativa al ensayo de compresión simple. (5)

El ensayo de carga puntual implica romper un fragmento de roca entre dos puntas cónicas de acero endurecido (5).

Las muestras que se colocan entre estas puntas pueden tener cualquier forma, aunque es recomendable que su diámetro no sea inferior a unos 50 mm, dado que, como se mencionó anteriormente, el volumen de la probeta influye en su resistencia. Los puntos de aplicación de la carga deben estar al menos a 0,7 veces el diámetro de la muestra de cada uno de los bordes (5).

La fuerza P necesaria para romper la muestra se puede determinar leyendo el manómetro de la bomba manual que genera la presión requerida para la rotura (5).

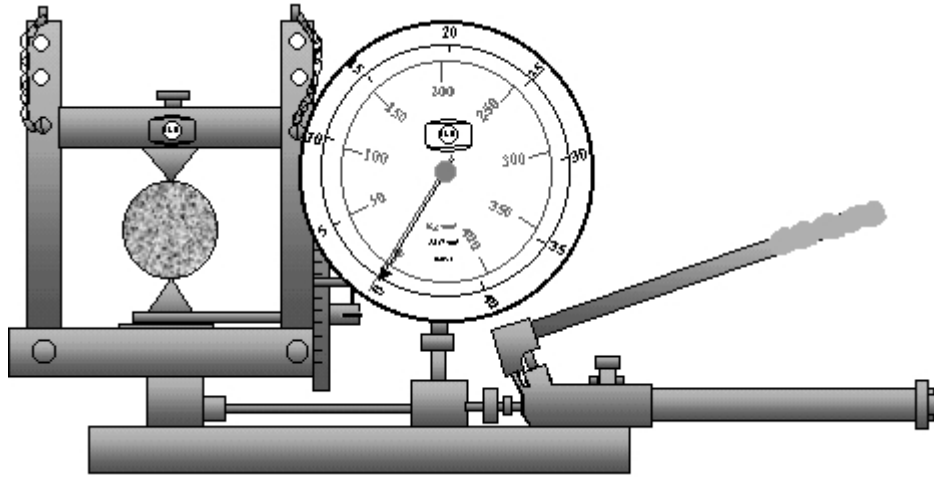


Figura 5. Ensayo de carga puntual mediante la prensa Franklin, es una técnica breve y precisa para evaluar la resistencia de materiales y estructuras (5)

➤ **Ensayo triaxial**

Este ensayo es esencial para estudiar la resistencia de las rocas cuando se someten a un estado triaxial de tensiones, que es la condición más común en proyectos de ingeniería (5)

Aunque el nombre del ensayo sugiere que la roca experimenta tres tensiones principales distintas, en realidad, se trata principalmente de un ensayo biaxial, donde las dos tensiones principales menores, es decir, σ_2 y σ_3 , son iguales.

En este ensayo, se utilizan probetas cilíndricas preparadas de manera similar a las empleadas en los ensayos de compresión simple. La probeta se recubre con una camisa de goma y se coloca dentro de una célula donde se puede introducir líquido a presión, generalmente aceite o agua (5).

La función de la camisa es evitar que la roca entre en contacto con el líquido y debe ser lo suficientemente flexible para que la presión del líquido se transmita a la roca. La tensión axial principal, σ_1 , se aplica a la probeta mediante dos cilindros de acero que atraviesan la parte superior e inferior de la célula (5).

Por lo general, no se emplean instrumentos de medición de presión de poros en este ensayo, ya que la mayoría de las rocas son poco porosas, y las presiones intersticiales suelen tener poca relevancia (5).

Además, debido a la rapidez con la que se aplica la tensión axial, la probeta no tiene tiempo suficiente para drenar completamente durante el ensayo, lo que podría resultar en un aumento de las presiones intersticiales (5).

Las deformaciones axial y circunferencial de la muestra a menudo se miden mediante bandas extensométricas adheridas a su superficie (5).

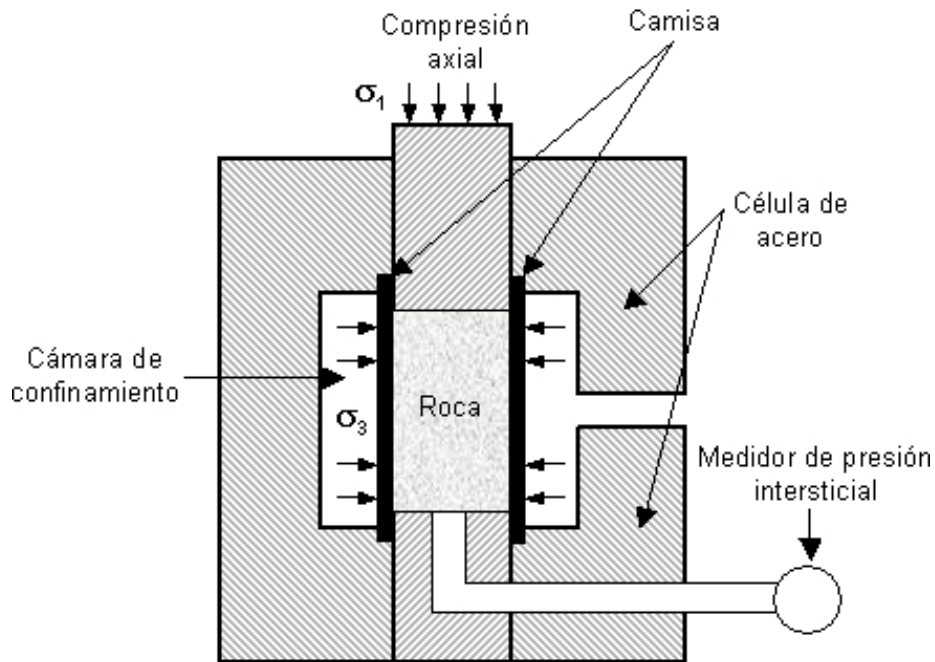


Figura 6. Esquema del ensayo de compresión triaxial

➤ Ensayos para determinar la resistencia a tracción

El ensayo más comúnmente utilizado con este propósito es conocido como ensayo brasileño, el cual implica la compresión de una probeta cilíndrica de roca. Cuando se somete un cilindro de roca cuya longitud es aproximadamente igual a su radio a una compresión diametral, este se fractura a lo largo de dicho diámetro debido a las tensiones de tracción que se generan en dirección perpendicular al mismo (5).

Un análisis de la distribución de tensiones en un disco sometido a una carga diametral demuestra que, a lo largo del diámetro, excepto cerca de la periferia (5).

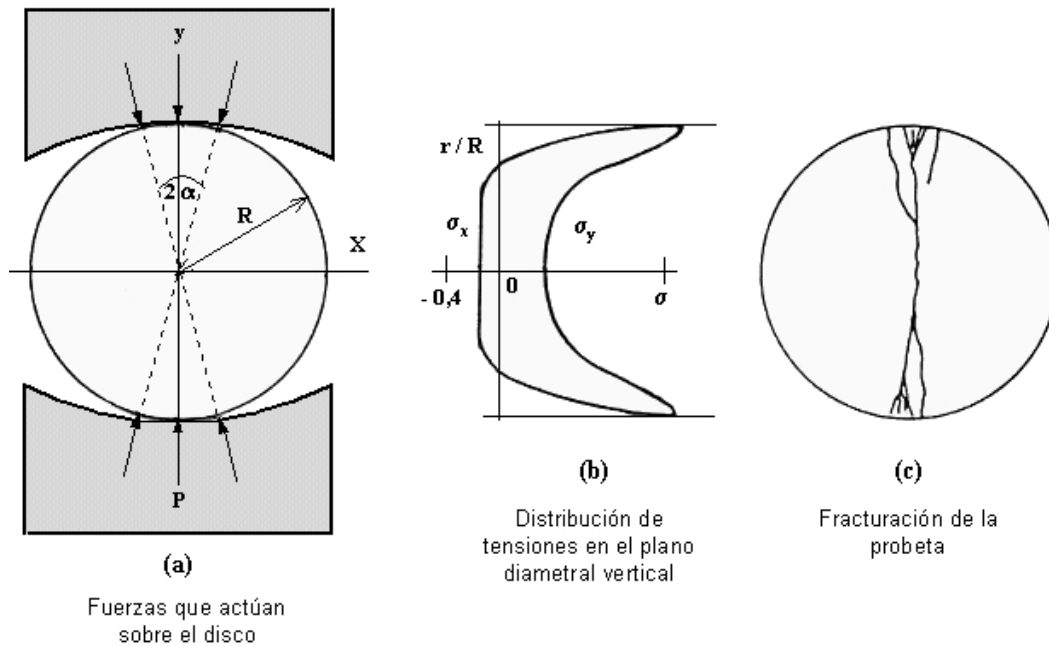


Figura 7. Ensayo indirecto de tracción (brasileño)

Es importante tener en cuenta que, además de las tensiones de tracción, también existen tensiones compresivas que actúan a lo largo del plano diametral del disco donde se aplica la carga (5).

Estas tensiones tienen un valor en el centro del disco igual a tres veces la tensión de tracción y aumentan gradualmente hacia la periferia del cilindro. En teoría, si el contacto entre las placas de la prensa y el disco fuera puntual, las fuerzas de compresión alcanzarían un valor infinito en dicho punto (5).

Por lo tanto, la norma para este ensayo estipula que las placas de la prensa en contacto con la roca deben tener una curvatura proporcional al radio del disco (5).

A pesar de la presencia tanto de tensiones de compresión como de tracción en el disco, la relación entre ellas en el centro de este es de 3, mucho menor que la relación típica entre las resistencias a compresión y tracción de las rocas, la fractura ocurre por tracción (5).

El ensayo brasileño es más sencillo de realizar que el de tracción directa, que se utiliza poco; sin embargo, la resistencia obtenida en él es mayor que la

proporcionada por la tracción directa. Esto se debe a la presencia de microfisuras, que debilitan más la roca cuando se somete a tracción directa que cuando se expone al campo de tensiones del ensayo brasileño, es decir, a una combinación de tracción y compresión (5).

Además del ensayo brasileño, otro método que se emplea con frecuencia para estudiar la resistencia a la tracción de las rocas es el de flexión (consultar figura siguiente) (5).

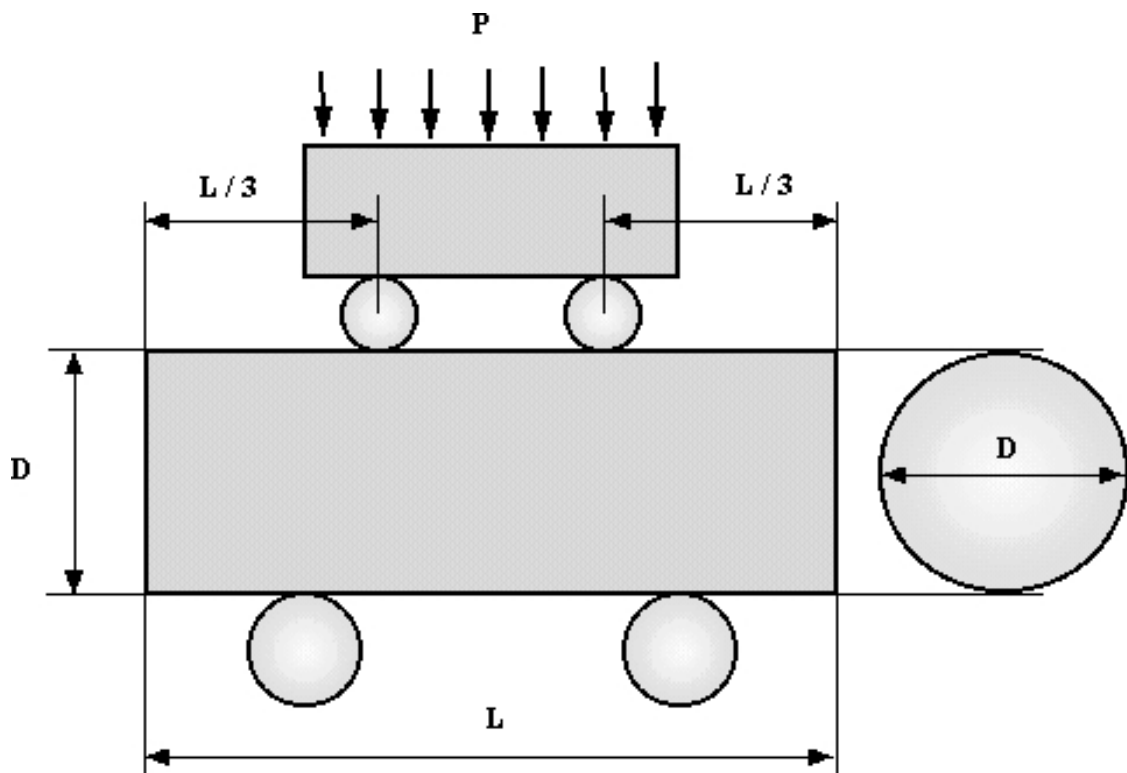


Figura 8. Esquema del ensayo de flexión, se mide la deformación de la muestra y se calcula su resistencia a la flexión, este ensayo es crucial para evaluar la resistencia y rigidez de materiales como metales, madera y plásticos - geomecánica latina

➤ Criterios de rotura

Un criterio de ruptura es una fórmula que relaciona las tensiones y ayuda a anticipar la resistencia de una roca bajo un estado de tensión. Usualmente, estos criterios se aplican para estimar la resistencia máxima, aunque también pueden emplearse para evaluar la resistencia residual (5).

Los criterios de ruptura más comunes en la mecánica de rocas son los desarrollados por Mohr-Coulomb y Hoek-Brown (1980) (5).

➤ **Criterio de rotura de Mohr-Coulomb**

Esta teoría propone que la resistencia al corte de las rocas se compone de dos factores: cohesión y fricción, donde la fricción está influenciada por la tensión normal efectiva sobre el plano de deslizamiento (5).

De acuerdo con esta teoría, la resistencia al corte que una roca puede exhibir en un plano que forma un ángulo β con la menor tensión principal, σ_3 (5).

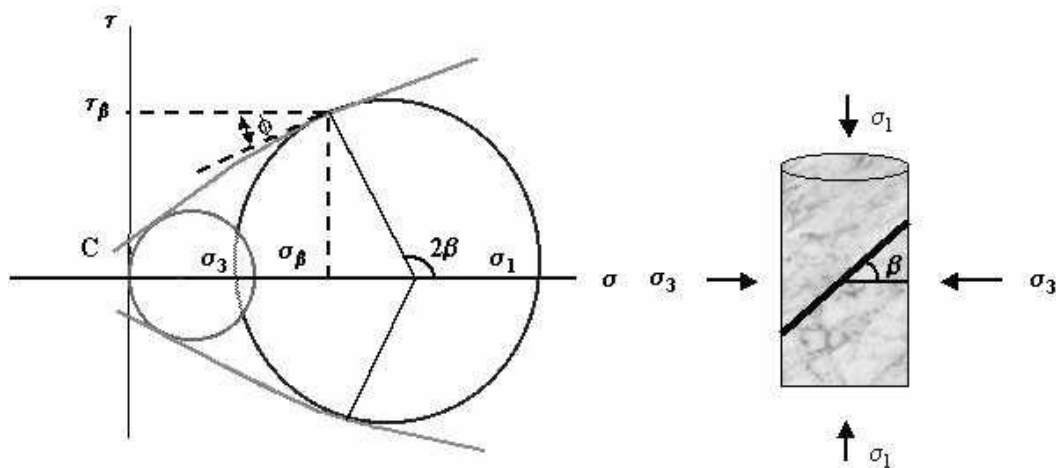


Figura 9. Criterio de rotura de Mohr-Coulomb, es una teoría que establece que un material fallará cuando la suma de los esfuerzos normales y cortantes en un plano alcance un valor crítico determinado por la cohesión y el ángulo de fricción interna del material (5)

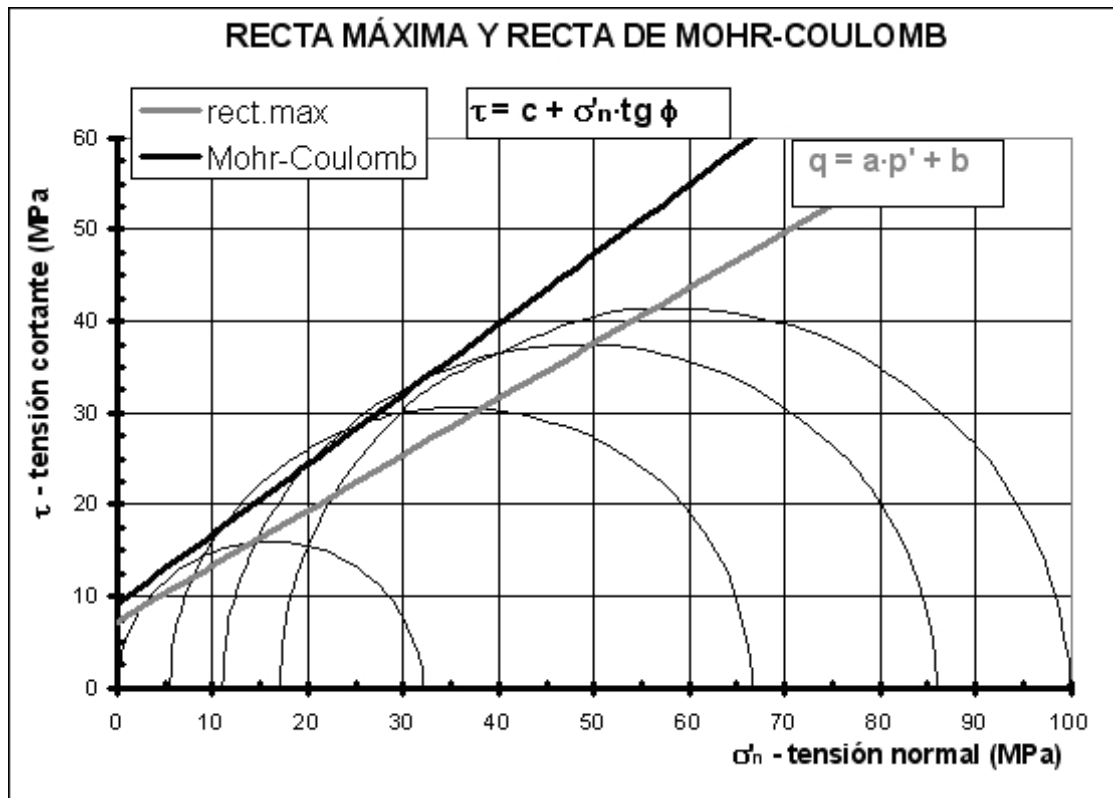


Figura 10. Ejemplo de ajuste de la recta máxima y la de Mohr-Coulomb a varios ensayos (5)

➤ Criterio de rotura de Hoek-Brown

El criterio de ruptura de Hoek-Brown (1980) fue inicialmente concebido para su aplicación en el diseño de excavaciones subterráneas en masas rocosas robustas (5).

Cuando se emplea este criterio para evaluar la resistencia de las rocas en pruebas de laboratorio, se consideran las siguientes propiedades:

- ✓ Resistencia a la compresión simple, σ_{ci} . (5)
- ✓ Constante del material rocoso, m_i . (5)

Cuando se trata de masas rocosas en lugar de rocas individuales, se deben agregar dos parámetros adicionales, e incluso un tercero cuando la masa rocosa ha sido afectada por voladuras o relajación tensional (5).

Estos tres parámetros suplementarios, que se detallan en un apartado posterior, serán discutidos al estudiar las propiedades mecánicas de las masas rocosas (5).

El valor del parámetro m_i se puede estimar en primera aproximación a partir de:

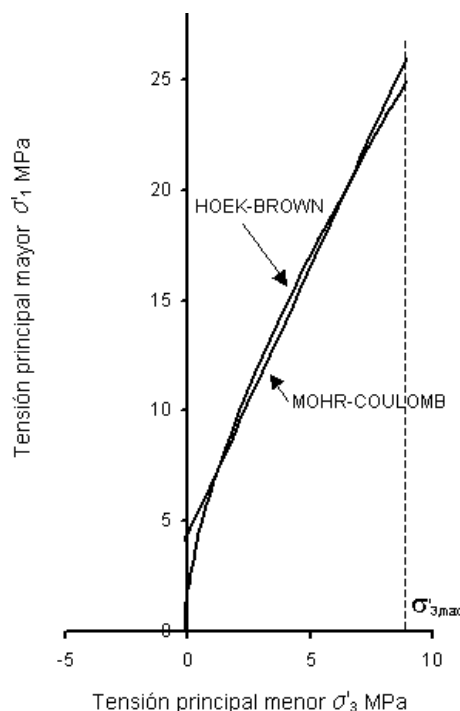


Figura 11. Relación entre los criterios de rotura de Hoek-Brown y Mohr-Coulomb se utilizan en geotecnia para predecir la falla de suelos y rocas bajo carga, ambos se centran en la combinación de esfuerzos normales y cortantes para determinar la estabilidad de los materiales geotécnicos - geomecánica latina

Tabla 8. Estimación de la constante m_i del material intacto en función del tipo de roca, según Hoek et al., 1994 (los parámetros entre paréntesis son aproximados)

	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy fina
Sedimentarias	Clásticas	Orgánicas	Conglomerado	Arenisca	Limolita	Argilita
			(22)	19	9	4
			Grauwaca (18)			
			Creta (18)			
			Carbón (8-21)			
			No clásticas	Carbonatadas	Brecha	Caliza
	(20)	(10)			8	
	Evaporitas	Yeso			Anhidrita	
		16			13	
	Metamórficas	No foliadas	Mármol	Corneanas	Cuarcita	
9			(19)	24		
Ligeramente foliadas		Migmatita	Anfibolita	Milota		
		(30)	31	(6)		
Foliadas*		Gneiss	Esquisto	Filita	Pizarra	
	33	(10)	(10)	9		

Ígneas	Claras	Granito	Riolita	Obsidiana
		33	(16	(19)
		Granodiorita	Dacita (17)	
	Oscuras	(30)	Dacita 19	
		Diorita	Dolerita	Basalto
		(28)	(19)	(17)
		Gabro		
		27		
		Norita		
		22		
Extrusivas piroclásticas	Aglomerado	Brecha	Toba	
	(20)	(18)	(15)	

2.3 Definición de términos básicos

➤ Agua en las discontinuidades

Por lo general, el flujo de agua en las masas rocosas se produce a lo largo de las discontinuidades, lo que se conoce como permeabilidad secundaria, a excepción de las rocas sedimentarias con alta porosidad, donde el agua circula a través de la roca misma, denominada permeabilidad primaria (5).

Para que ocurra esta permeabilidad, es necesario que los estratos permeables se conecten entre sí, lo que suele suceder a través de las discontinuidades (5).

➤ Azimut

Orientación de una línea en un plano horizontal, en la dirección de las agujas del reloj con respecto al norte verdadero (14).

➤ Apertura

Las discontinuidades pueden clasificarse como cerradas, abiertas o rellena (5).

➤ Buzamiento

Ángulo formado por una superficie estructural con la horizontal, medido en el plano vertical y perpendicular a su rumbo o dirección (14).

➤ **Bulón**

Varilla de acero empleada en labores de consolidación de laderas (14).

➤ **Calificación del macizo rocoso**

Conocida como RMR por el acrónimo anglosajón de Rock Mass Rating. Medida de la calidad de una masa de roca a partir de la evaluación de cinco parámetros básicos del macizo: (14)

- ✓ Resistencia a la compresión simple de la roca inalterada (14)
- ✓ Índice de calidad de roca (14)
- ✓ Espaciamiento de planos de discontinuidad (14)
- ✓ Estado de las grietas y fisuras (14)
- ✓ Condiciones del agua subterránea (14)

➤ **Discontinuidad**

Diaclasa, falla, grieta, plano de estratificación: *discontinuity, joint* (14).

➤ **Espaciado**

El término "espaciado" se refiere a la distancia promedio entre las discontinuidades en un sistema o conjunto de discontinuidades subparalelas (5).

➤ **Dimensiones (persistencia)**

Este término se refiere a la amplitud o magnitud de las discontinuidades (5).

La medida de las dimensiones de una discontinuidad puede lograrse al observar su longitud tanto en la dirección del rumbo como en la del buzamiento (5).

Resulta útil también elaborar un esquema ilustrativo que represente visualmente el tamaño relativo de las distintas familias de discontinuidades (5). El espaciado de las discontinuidades es el factor principal que determina el tamaño de los bloques que forman la masa rocosa (5).

➤ **Relleno**

El término "relleno" de una discontinuidad se refiere al material que llena el espacio entre sus bordes, como calcita, fluorita, limo, entre otros (5).

Por lo general, el grosor del relleno es equivalente a la distancia perpendicular entre los bordes. Es recomendable medir tanto el grosor máximo como el mínimo y realizar una estimación basada en estos valores (5).

➤ **Rugosidad**

La textura de los bordes de una discontinuidad ejerce un impacto significativo en su resistencia al corte. Esta influencia disminuye a medida que aumenta la apertura de la discontinuidad y el grosor del relleno (5).

La textura de una discontinuidad puede ser evaluada considerando dos aspectos: su ondulación y su aspereza. Las ondulaciones se refieren a las irregularidades a gran escala que causan una amplia expansión o dilatación de la discontinuidad cuando se somete a un movimiento de cizallamiento, siempre y cuando ambos lados estén en contacto (5).

➤ **Clasificación geomecánica**

Clasificación de las rocas según sus propiedades geomecánicas para determinar el tiempo que pueden permanecer sin soporte y el tipo de soporte adecuado (9).

➤ **Tajo**

Zona minera donde se efectúan las operaciones de perforación y voladura para fragmentar el mineral en mena, listo para su posterior procesamiento metalúrgico (6).

➤ **Controles geológicos**

Estudios que analizan las condiciones de formación y la disposición geológica de un yacimiento (6).

➤ **Masa rocosa (MR)**

Conjunto de todas las discontinuidades geológicas, entre las cuales se incluyen fracturas, fallas y pliegues, entre otros (6).

➤ **Matriz rocosa**

Se refiere a la roca sin alteraciones ni discontinuidades, que muestra una composición heterogénea y anisotrópica (9).

➤ **Método de explotación**

Método utilizado para extraer mineral de manera económicamente viable, mediante técnicas de excavación que sean eficientes y rentables para la empresa (15).

➤ **Roca**

Conjunto de minerales combinados que constituyen la base de la tierra (15).

➤ **Minería subterránea**

Consiste en la serie de cavidades creadas debajo de la superficie terrestre con el propósito de recuperar recursos minerales que posean un valor económico significativo (7).

CAPÍTULO III

METODOLOGIA

3.1 Métodos y alcances de la investigación

3.1.1 Método general

Esta investigación empleará el método científico, ya que se llevarán a cabo procedimientos de manera sistemática, comenzando con la detección del problema, seguida por la presentación del problema y la elaboración de hipótesis.

Posteriormente, se llevará a cabo la experimentación y, finalmente, se elaborarán conclusiones derivadas de la investigación.

3.1.2 Tipo de investigación

La naturaleza de la investigación es aplicada, ya que se utilizarán los conocimientos adquiridos de investigaciones fundamentales para abordar y resolver el problema propuesto.

3.1.3 Nivel de investigación

La categoría de investigación se clasifica como descriptiva-correlacional, con el objetivo principal de establecer la relación entre los resultados obtenidos en la caracterización geomecánica y determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

3.2 Diseño de investigación

El diseño de la investigación es no experimental y de tipo transversal, basado en el hecho de que la variable independiente no será manipulada para establecer su relación con la variable dependiente.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

La población está conformada por:

- ✓ Pan América Silver Huarón S.A.
- ✓ Zona: Llacsacocha
- ✓ Nivel: Nv 180
- ✓ Tajeo: TJ251

3.3.2 Muestra

La muestra censal está conformada por:

- ✓ Pan América Silver Huarón S.A.
- ✓ Zona: Llacsacocha
- ✓ Nivel: Nv 180
- ✓ Tajeo: TJ251

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas de recolección de datos

- ✓ Observación experimental
- ✓ Encuesta
- ✓ Cuestionario
- ✓ Análisis documental

3.4.2 Instrumentos de recolección de datos

- ✓ Ficha de observación experimental
- ✓ Encuesta personalizada
- ✓ Cuestionario estructurado
- ✓ Análisis documental de libros, boletines, revistas, folletos, y periódicos

3.5 Procesamiento de la información

- ✓ Excel
- ✓ Word
- ✓ Dips
- ✓ Rocscience

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Geología veta labor

El sistema estructural Llacsacocha está conformado por la veta Llacsacocha y las estructuras Llacsacocha Sur Ramal, Llacsacocha Ramal Sur 1, Llacsacocha 1 Ramal y Productora Ramal. Son predominantemente de rumbo NE y buzamiento hacia al SW.

Estructura de rumbo N 53 E y buzamiento 80 SW. Su potencia es 2.46 metros, su asociación mineralógica consta de galena, esfalerita, tetraedrita como mena y cuarzo, pirita, limonita como ganga.

La alteración hidrotermal de la roca encajonante margosa está constituida por un halo de alteración argílica.

Estructuralmente se caracteriza por formar sigmoides extensos con Llacsacocha Sur Ramal, al parecer con idénticos valores de mineral.

Reconocido verticalmente en forma parcial desde superficie hasta el Nv. 180 con una longitud de 400 m. y horizontalmente está reconocido entre la veta Travieso al suroeste y la veta Pozo D hacia el noreste, con una longitud de 1200 m. Actualmente está siendo explotada en el Nv. 249 y Nv. 180 al extremo NE

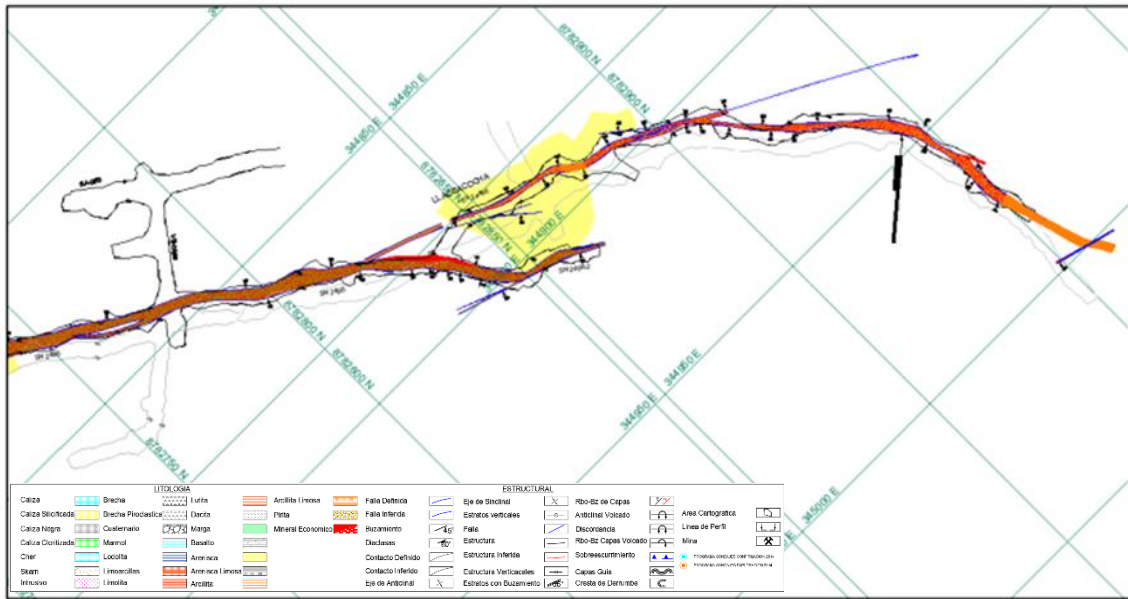


Figura 12. Plano geológico de la zona, LLacsacocha – NV180 – TJ251 Tomada del Departamento de Geología

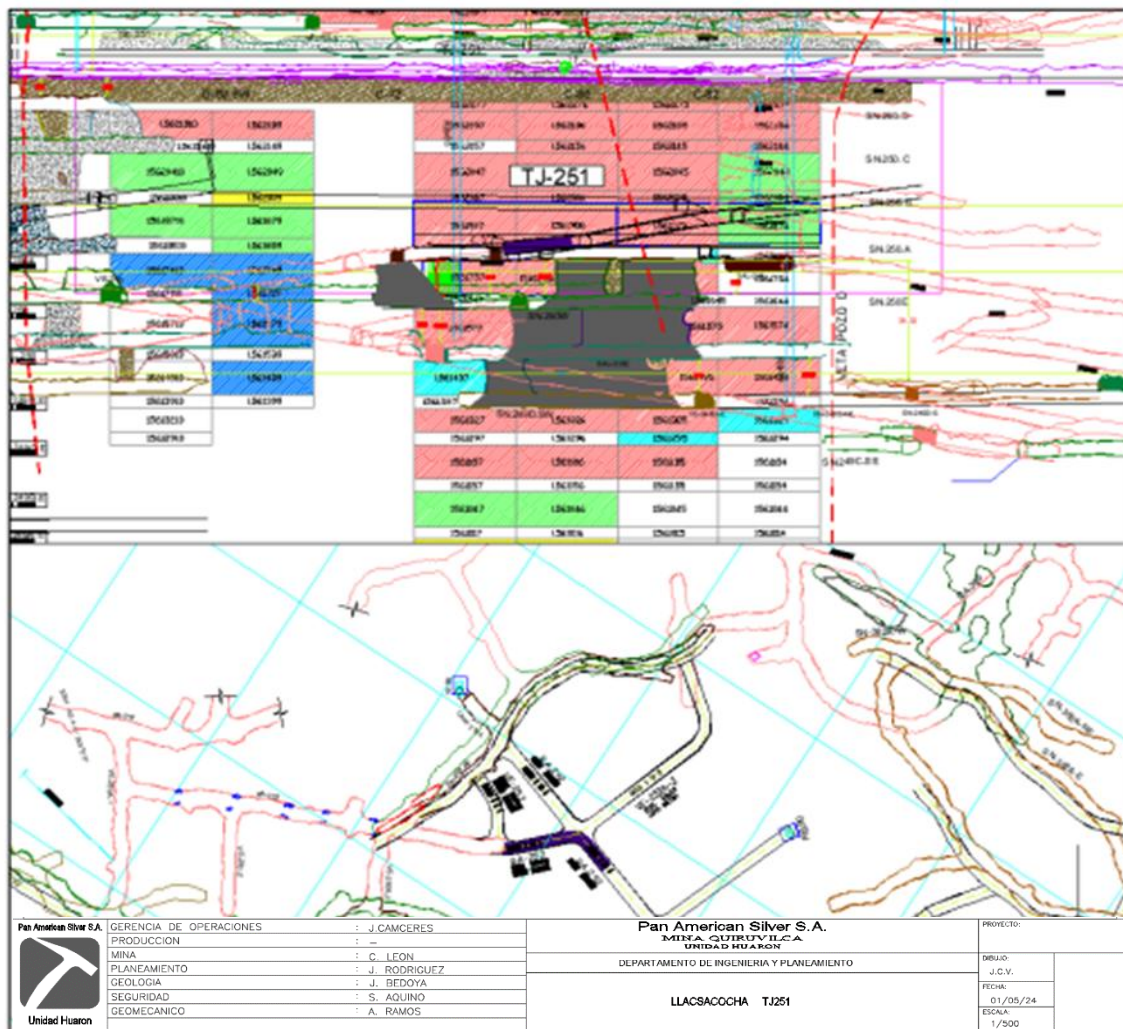


Figura 13 Plano topográfico de la zona, LLacsacocha – NV180 – TJ251 Tomada del Departamento de Geología

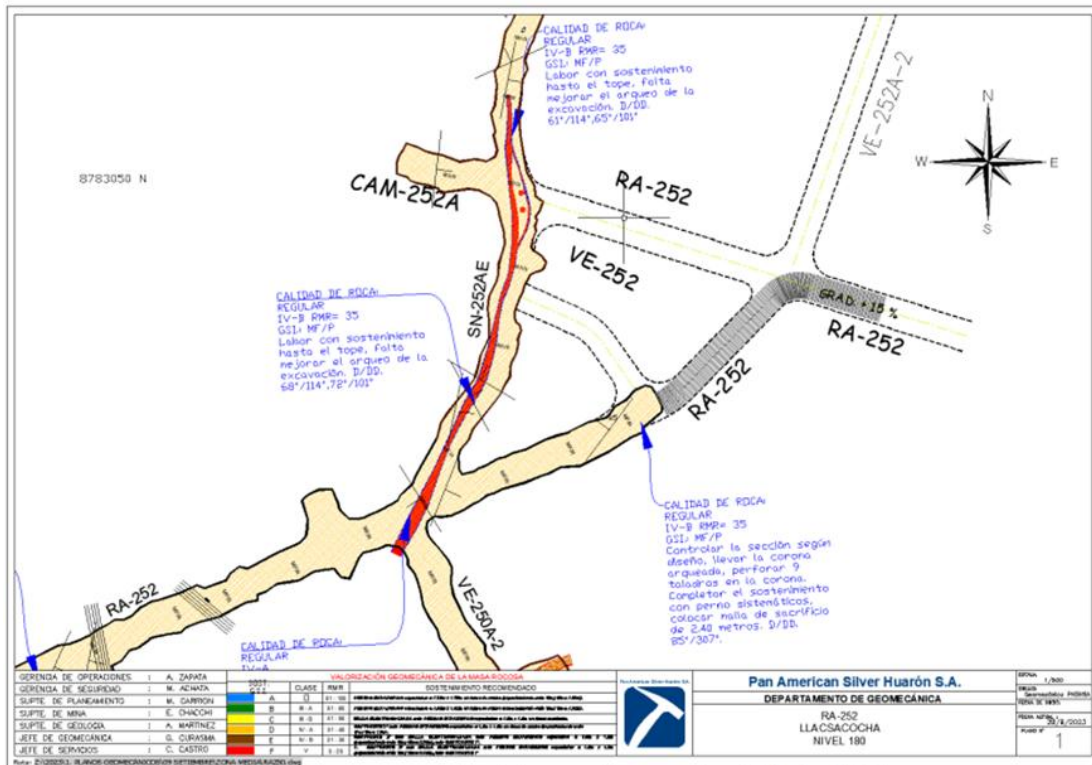
4.2 Condición geomecánica

El sistema estructural Llacsacocha está conformado por la veta Llacsacocha y las estructuras Llacsacocha Sur Ramal, Llacsacocha Ramal Sur 1, Llacsacocha 1.

Ramal y Productora Ramal. Son predominantemente de rumbo NE y buzamiento hacia al SW. Estructura de rumbo N 53 E y buzamiento 80 SW sub vertical y formación de falsas cajas. Su potencia es 2.46 metros, su asociación mineralógica consta de galena, esfalerita, tetraedrita como mena y cuarzo, pirita, limonita como ganga.

La alteración hidrotermal de la roca encajonante margosa está constituida por un halo de alteración argílica. Estructuralmente se caracteriza por formar sigmoides extensos con Llacsacocha Sur. Ramal, al parecer con idénticos valores de mineral.

Reconocido verticalmente en forma parcial desde superficie hasta el Nv. 180 con una longitud de 400 m. y horizontalmente está reconocido entre la veta Travieso al suroeste y la veta Pozo D hacia el noreste, con una longitud de 1200 m. Actualmente está siendo explotada en el Nv. 249 y Nv. 180 al extremo NE.



**Figura 14 Plano geomecánico de la zona, LLacsacocha – NV180 – TJ251
Tomada del Departamento de Geología**

4.3 Análisis de los esfuerzos

4.3.1 Análisis del comportamiento estructural

La zona de Providencia tiene claramente definidos 2 sistemas de fallamientos. El primer sistema de falla con orientación NE-SW con Dip/Dip dirección de 15°/141°. El segundo sistema de falla con orientación SE-NW teniendo como buzamiento y dirección de buzamiento (Dip/Dip dirección) de 12°/186°.

En la figura 15 se muestra las direcciones y orientaciones de los sistemas de fallas.

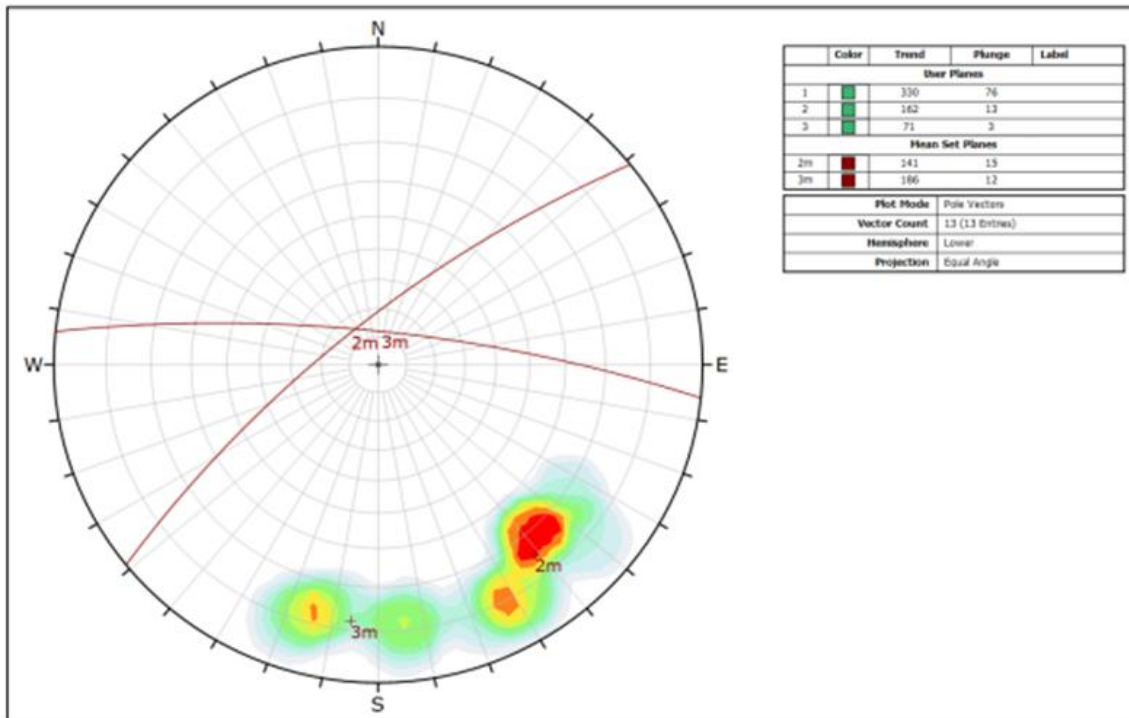


Figura 15 Orientación de los sistemas de falla

4.3.2 Cálculo de las orientaciones de esfuerzo (σ_1 , σ_2 y σ_3)

Realizando el análisis estructural de veta Travieso, se pudo determinar los parámetros de tensores de esfuerzo mediante el método de diedros rectos y/o fallas conjugadas, como se muestra en la figura 16.

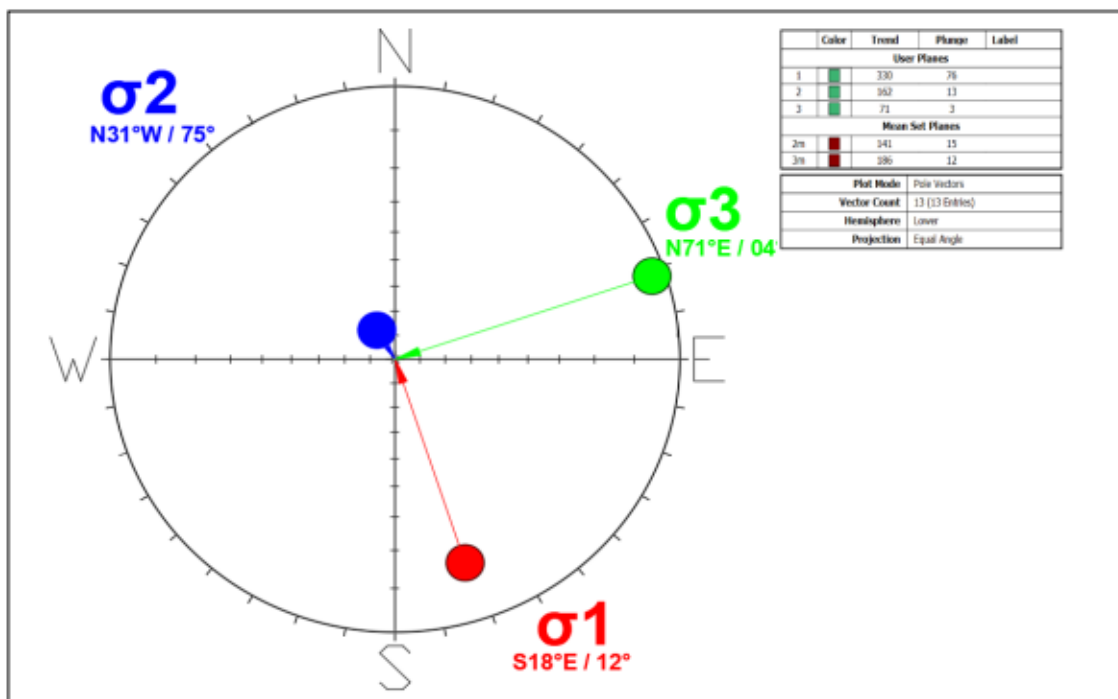


Figura 16 Orientación de esfuerzos de Llacsacocho – NV180

Según estos resultados de veta Llacsacocha, NV180 presenta una orientación de esfuerzo mayor (σ_1) al SE-NW tangencial, con un ángulo de 12° y la zona de deformación al NE-SW (σ_3), estos esfuerzos considerados como esfuerzos *in situ* de origen tectónico.

Al realizar análisis locales, estas orientaciones pueden variar ligeramente según las áreas abiertas generadas y estas van formando los esfuerzos inducidos (que son mayores al esfuerzo *in situ*).

4.3.3 Análisis de la orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos

Cuando las orientaciones de las labores son perpendiculares al esfuerzo mayor (σ_1) estas tendrán una alta deformación a lo largo de toda su longitud, si el esfuerzo es horizontal la deformación se presentará en la corona presentándose como relajamientos tipo costra, dicha labor buscará su estabilidad a esa condición. Como se observa en la figura siguiente:

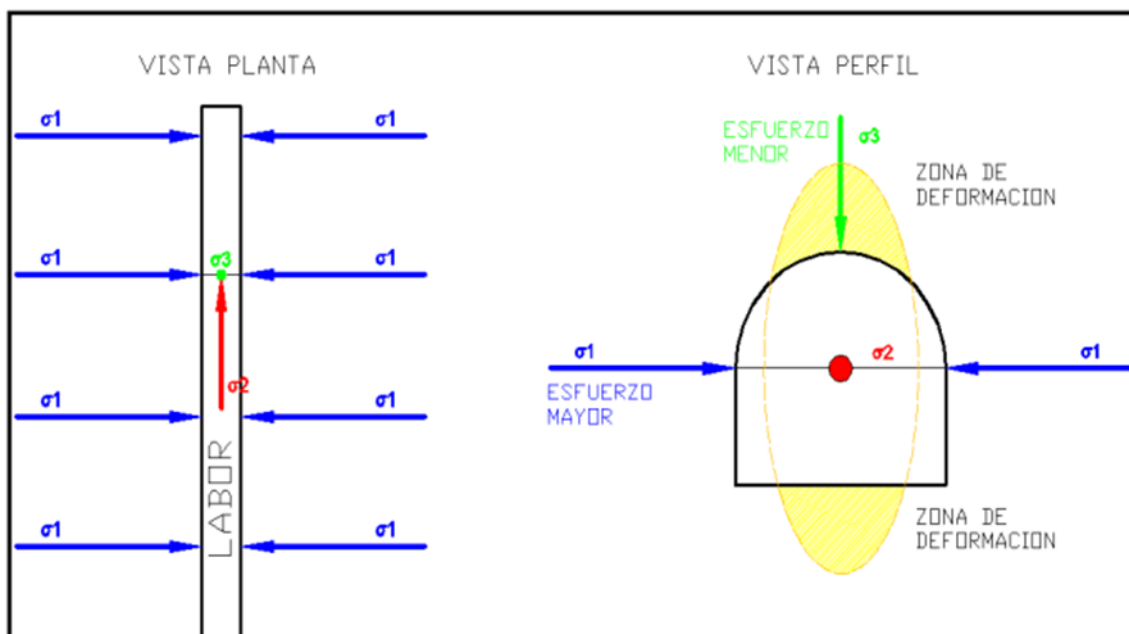


Figura 17 Esfuerzo horizontal y perpendicular a la labor

En el caso que el esfuerzo mayor (σ_1) sea paralelo a la labor esta se disipa en la excavación quedando sólo los esfuerzos menores (σ_2 y σ_3) sin generar mucho daño a la labor siendo más estable. Se muestra en la figura siguiente.

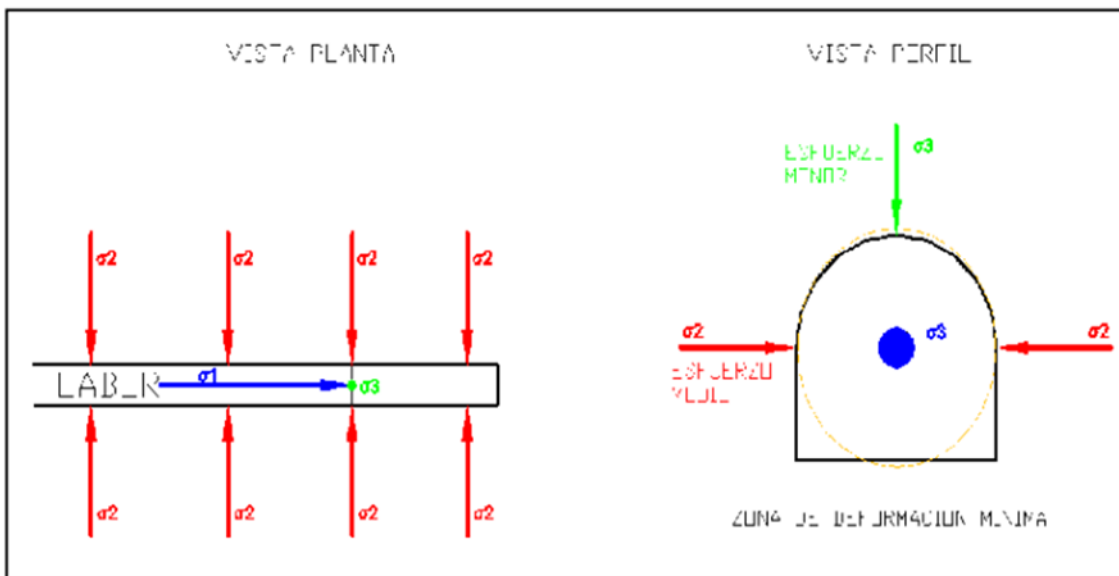


Figura 18 Esfuerzo mayor disipada en la labor actuando los esfuerzos menores (σ_2 y σ_3) sin generar deformación

4.3.4 Análisis de presiones para las labores de preparación de la zona

La veta Traviesa presenta un rumbo N75°E, superponiendo los tensores de esfuerzos se nota que el esfuerzo principal incide diagonalmente a las labores generando menor presión dándonos más estabilidad con ligeros relajamientos en la corona del vértice caja techo de la labor. Se ve en la siguiente figura.

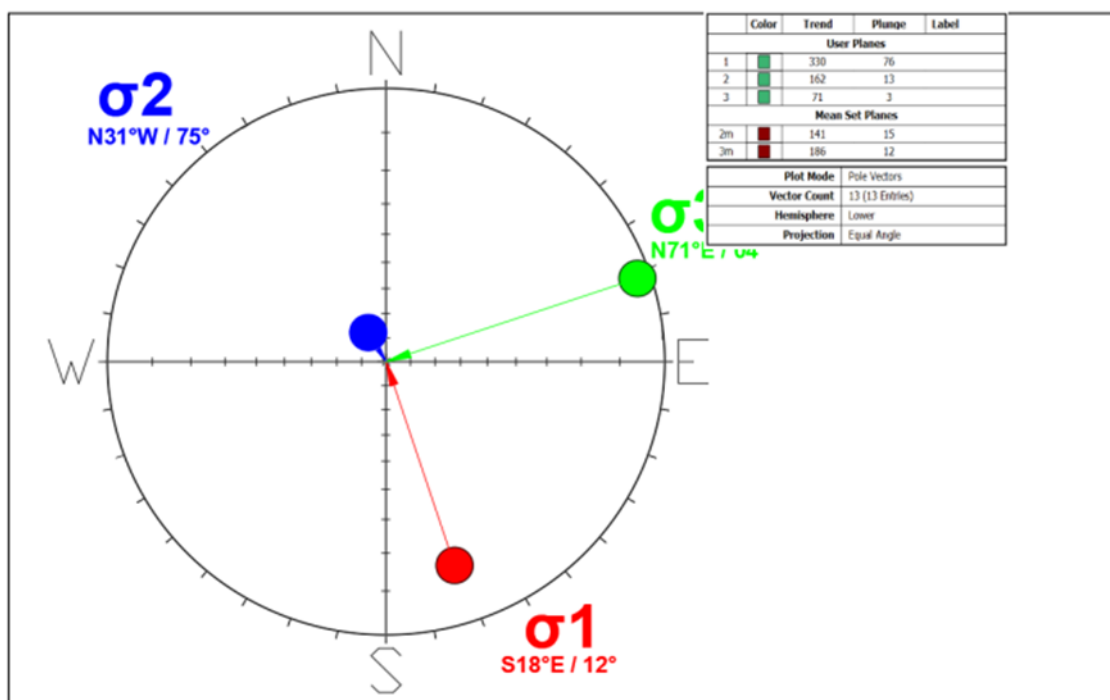


Figura 19 Orientación de los esfuerzos con respecto a Llacsacocha

La resistencia del macizo rocoso encajonante corresponde a un R4, presentando como resistencia de roca intacta de 65 comparando con la presión del macizo rocoso a una profundidad de 484.27 m es de 15.69 Mpa, según la gráfica de abajo se puede estimar que para esta profundidad se tendrá una relación de esfuerzos “k” de 1.2. Ver figura 20 y cuadro 9.

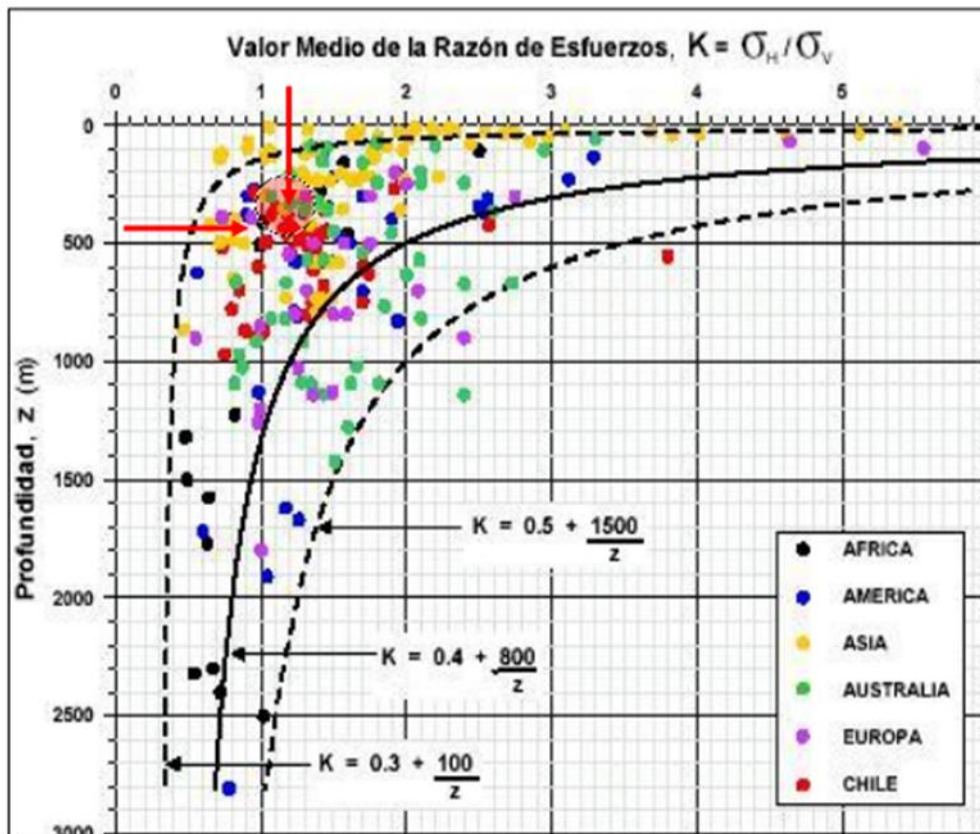


Figura 20 Estimación de K

Tabla 9. Estimación de k relación de esfuerzo horizontal al vertical

Z	σ_v MPa	K	σ_h MPa
484.27	15.69	1.20	13.07

4.3.5 Parámetros geomecánicos

a) Litología

Su asociación mineralógica consta de tetraedrita, esfalerita, enargita y chalcopirita como mena y cuarzo, pirita, rodocrosita, calcita como ganga.

La alteración hidrotermal de la roca encajonante margosa está constituida por un halo de silicificación y epidotización - piritización.

b) Condiciones geomecánicas

Los índices geomecánicos en la zona de estudio varían.

En la zona encajonante, según la clasificación de Bieniawski presenta un RMR de 35 a 43 que corresponde a un tipo de roca IIIB y IVA, según la clasificación de Barton corresponde a un índice Q de 0.32 a 0.89 que corresponde a roca mala y un GSI M F /R-P

Encajonando a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IVA con un RMR de 30 a 37, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 0.21 a 0.45 y un GSI de IF/R-P.

4.3.6 Soporte requerido

- Datos de la excavación:
- ✓ Dimensión máxima de la excavación = 4.0 m
- ✓ ESR=3 (labor temporal)
- ✓ Dimensión equivalente = $4.0/3 = 1.33$
- ✓ $Q=0.38$

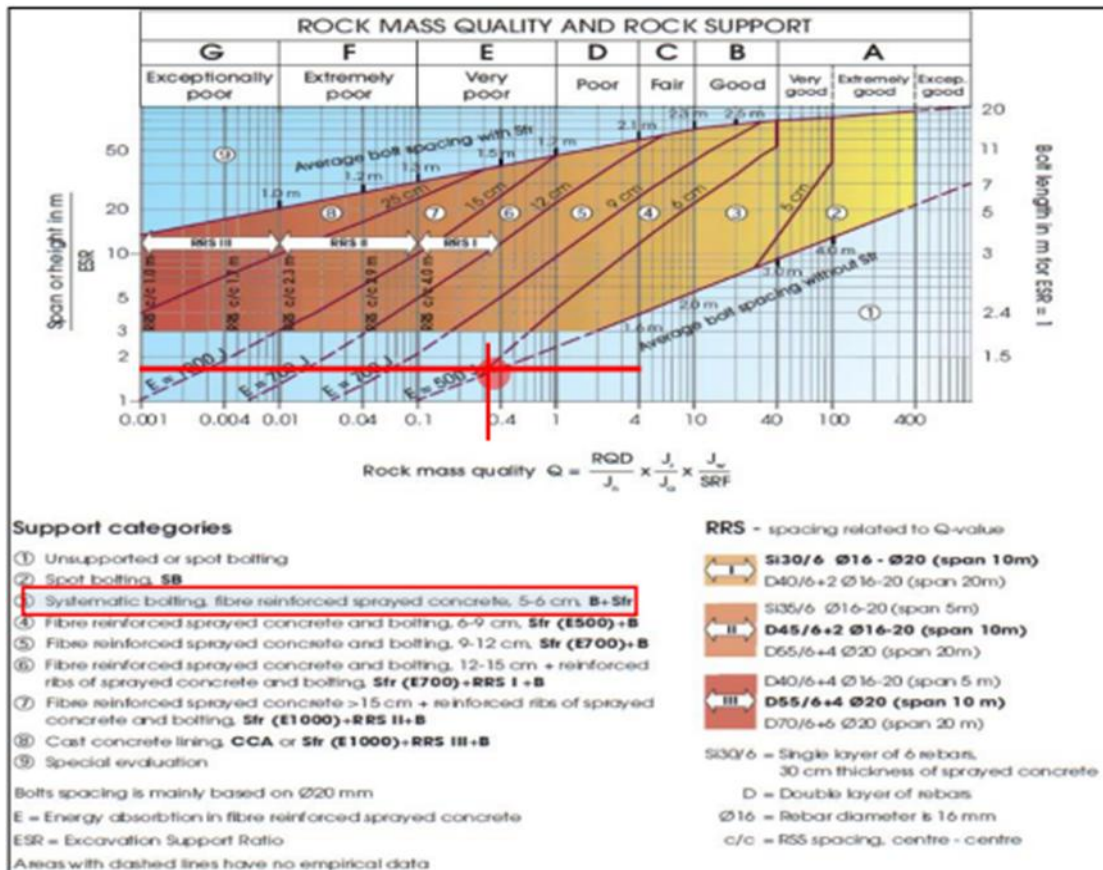


Figura 21. Categoría de sostenimiento estimado es split set sistemático Tomada y basada en el índice de calidad Q actualizado de la masa rocosa, según Grimstad y Barton, 1993

El sostenimiento recomendado según Grimstad y Barton Shotcrete 2" más pernos sistemáticos.

4.3.7 Análisis del método grafico de estabilidad TJ251

Para el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método grafico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

- ✓ Número de estabilidad (N')
- ✓ Radio hidráulico (RH).

Tabla 10. Parámetros de cálculo
Parámetros de cálculo

Veta	Buzamiento de la veta (°)	Ancho de la veta	Q'	A	B	C	N'	Rh	Dirección de minado
Llacsacocho	82	2.20	0.80	1.00	0.80	7.16	4.59	4.19	Longitudinal

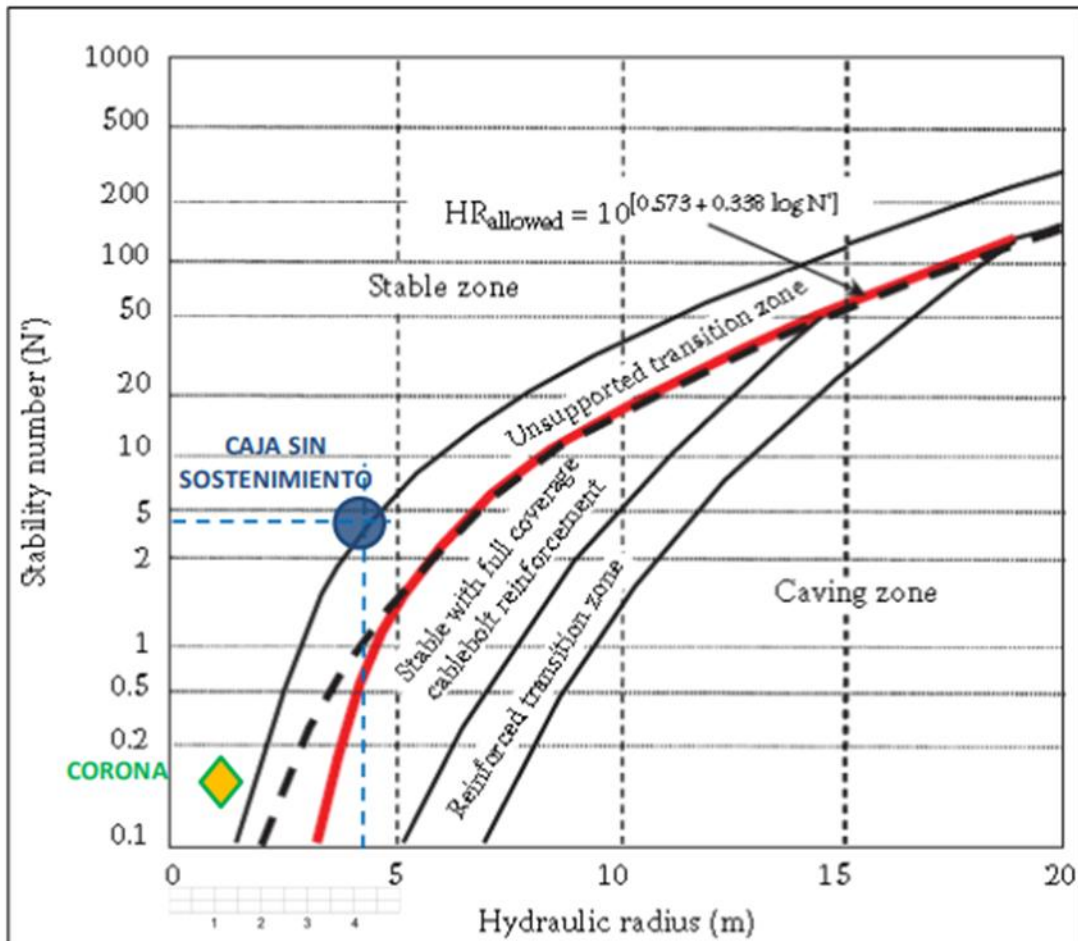


Figura 22. Análisis de estabilidad por el método gráfico de estabilidad

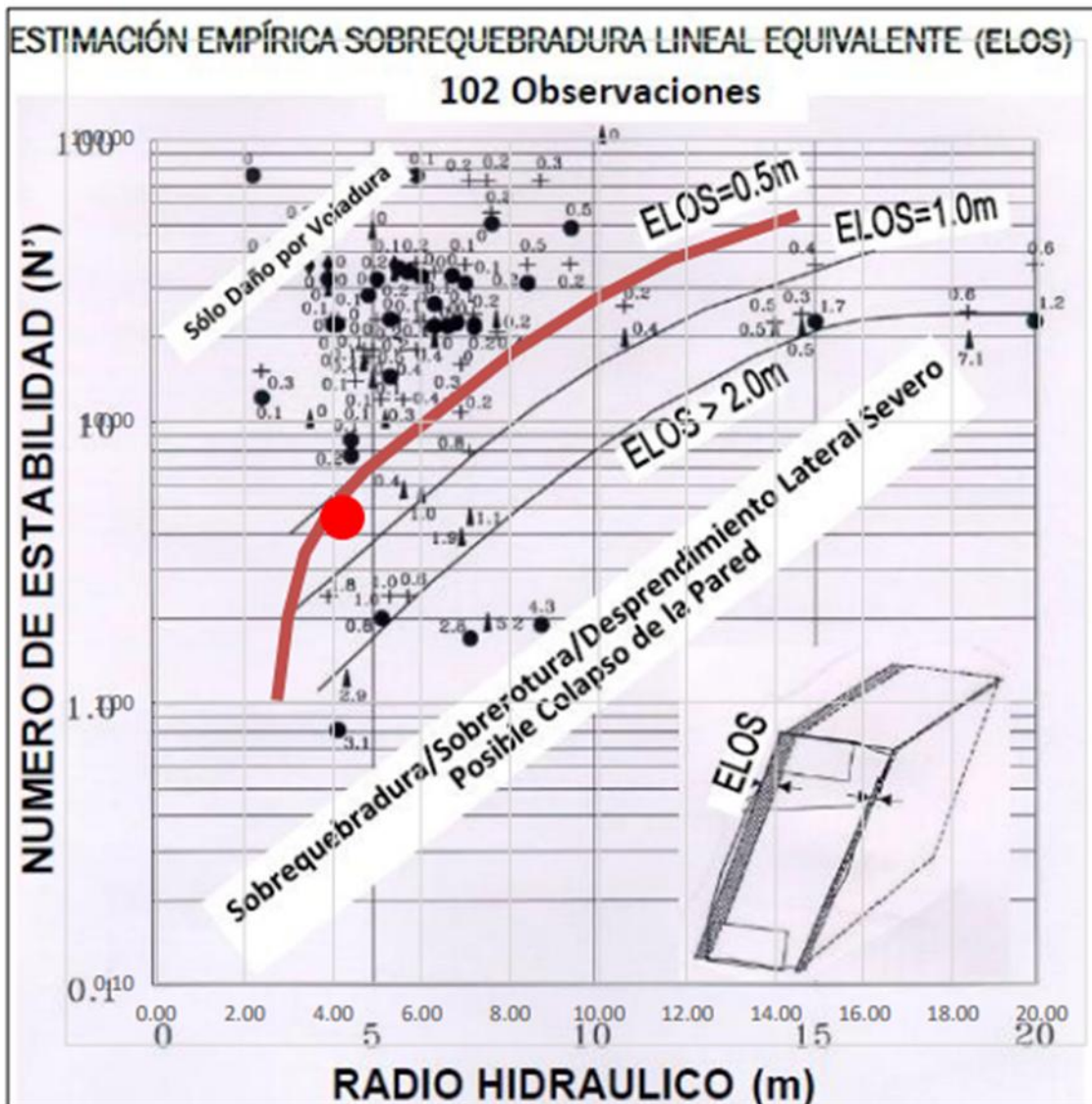


Figura 23. Estimación de la sobre rotura de las cajas

Las dimensiones recomendadas son: 20 m de largo y 14 m de altura (ver figura), las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad baja con la probabilidad de descaje de 0.7 a 1m (ELOS).

Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente.

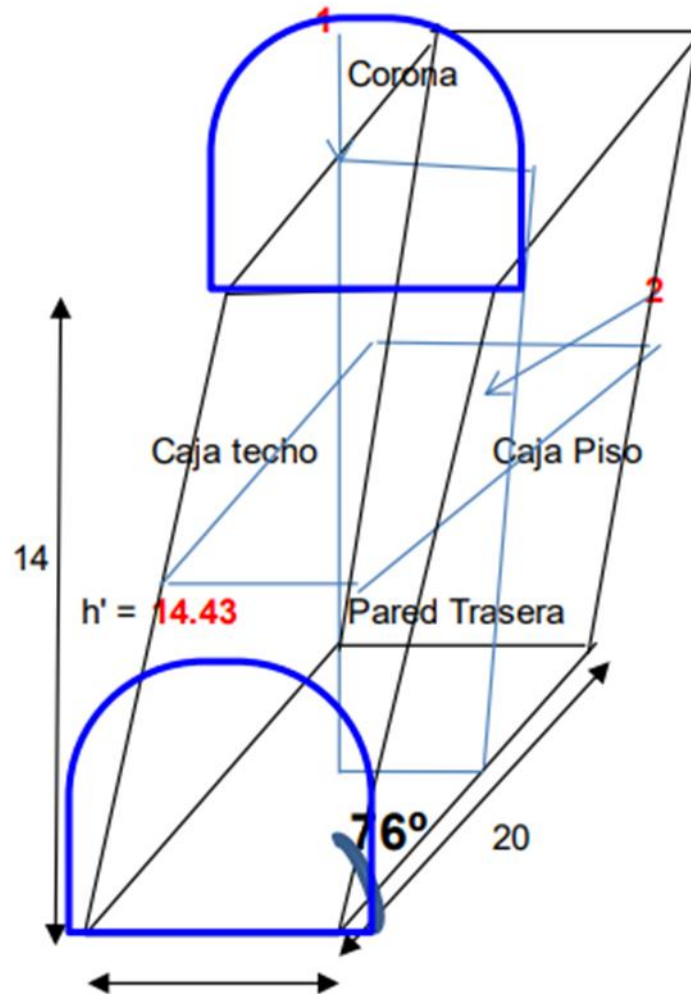


Figura 24. Las dimensiones estables son: (H=14 m, L=20 m)

Se puede observar en el gráfico, con las dimensiones calculada (20 m de longitud y 14m de alto) el tajo se encuentra estable, de superar la longitud máxima se tendría problemas de estabilidad.

Al realizar el análisis del factor de seguridad, se muestra que a medida que vayamos minando el tajo según la secuencia de minado proyectada las cajas muestran factores de seguridad de 1.26 (estando estas en el equilibrio límite de estabilidad).

a) Vista en sección (situación actual)

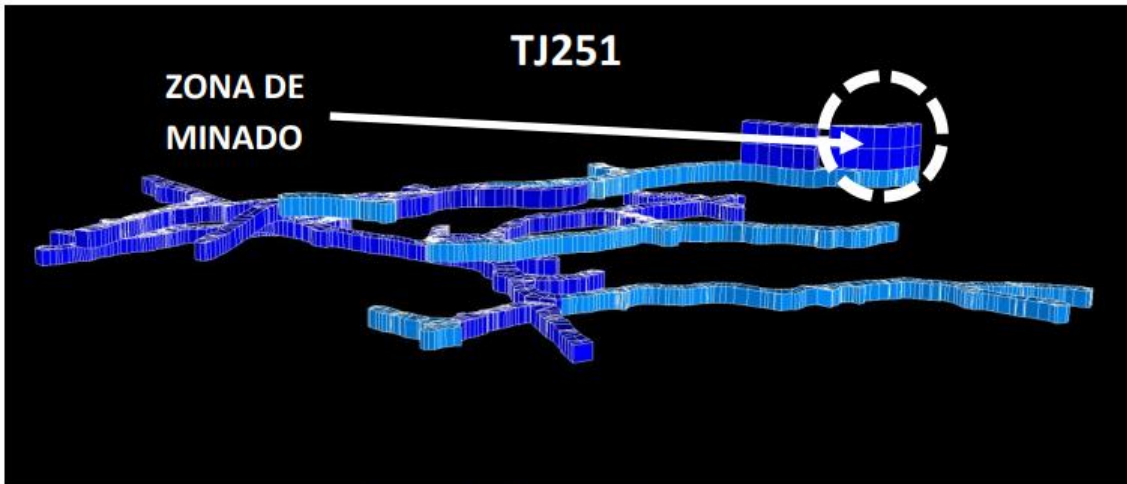


Figura 25. Corte Transversal TJ251 – NV180

b) Análisis del factor de seguridad

Al realizar el análisis del factor de seguridad, se muestra que a medida que se vaya minando el tajo según la secuencia de minado proyectada las cajas muestran factores de seguridad mayorea de 1.26 (estando éstas en el equilibrio límite de estabilidad), ver figuras:

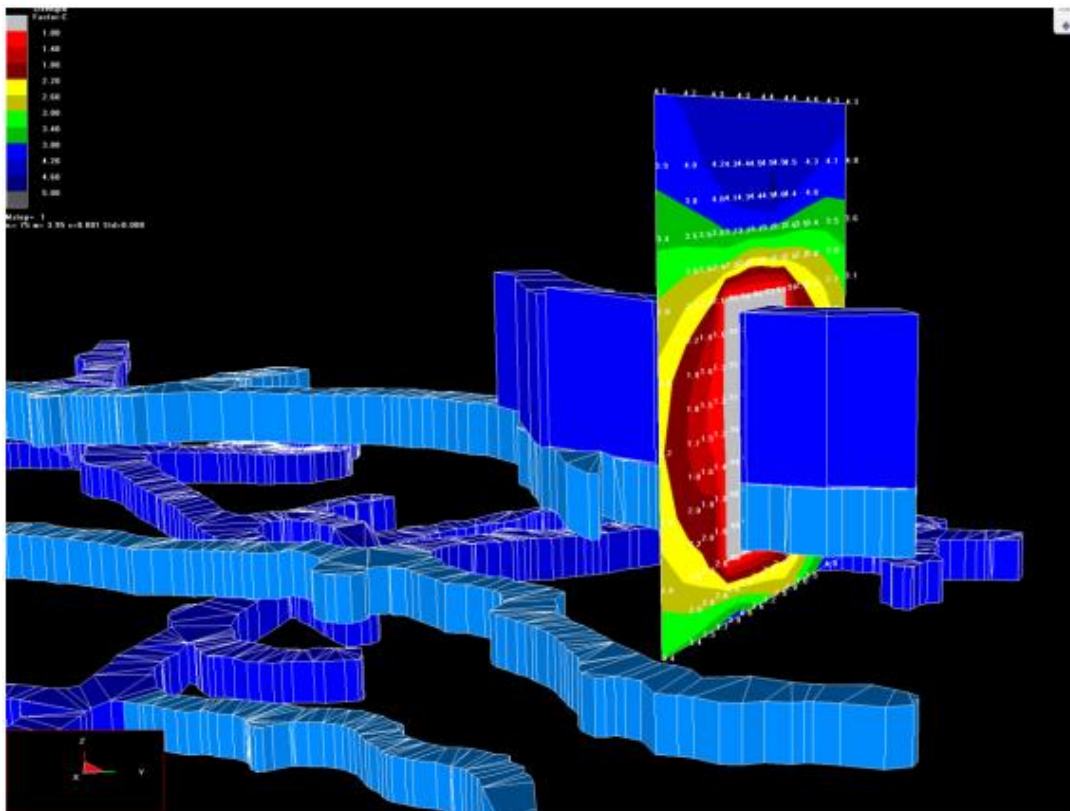


Figura 26 Se muestra FS mayores a 1.1.

El cálculo de longitud de máxima de abertura para este tajeo, para mantener estable durante el minado, indica que se debe respetar la LMA 20, dejar pilar de 3 m y relleno dentro de los 10 días como máximo, en caso contrario el riesgo es alto en derrumbarse la abertura y tajeo minado. Se sugiere cumplir con la premisa tajeo minado - tajeo relleno.

4.4 Discusión de resultados

HE1: La evaluación de la condición geomecánica considerando sus características de resistencia de la roca, el fracturamiento inciden para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

La investigación determinó que las condiciones geomecánicas de los índices geomecánicos en la zona de estudio varían en la zona encajonante, según la clasificación de Bieniawski presenta un RMR de 35 a 43 que corresponde a un tipo de roca IIIB y IVA, según la clasificación de Barton corresponde a un índice Q de 0.32 a 0.89 que corresponde a roca mala y un GSI M F /R-P y encajonando a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IVA con un RMR de 30 a 37, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 0.21 a 0.45 y un GSI de IF/R-P, lo que influyen directamente en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

Estos resultados son similares a la investigación de Cerrón (2), que en su tesis titulada: “Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la elección de los aceros de perforación en taladros largos de la Unidad Minera Carahuacra” concluyó que la evaluación geomecánica del macizo rocoso para determinar la columna de perforación implica establecer los rangos de parámetros de perforación en la veta María Luisa Tajeo 933, considerando dos tipos de rocas. En el caso de las rocas encajonantes, como la dacita de tipo regular con un Índice de Clasificación de Rocas (RMR) de 45, la perforación se lleva a cabo con dificultad intermedia, mientras que, en las rocas mineralizadas, como la esfalerita con un RMR de 31 de tipo malo, la dificultad es mayor. En cuanto a las brocas utilizadas, se observó un rendimiento superior en la columna de perforación con broca Retráctil de faldón corto T38 X 64 mm en el año 2020 en comparación con

la broca Retráctil de faldón largo T38 X 64 mm del año 2019, con una diferencia de 165 metros perforados adicionales (2).

Del mismo modo, establece que la caracterización geomecánica del macizo rocoso influye directamente en la durabilidad de los aceros de perforación, siendo el afilado un factor crucial para prolongar su vida útil. La broca retráctil de faldón corto demostró un rendimiento superior en términos de vida útil, alcanzando 16 metros adicionales de perforación en comparación con la broca retráctil de faldón largo. Este análisis también evidenció una extensión en la vida útil de otros accesorios, como el adaptador de culata (52 m/p más), las barras de 5 pies (105 m/p más) y la broca de faldón corto (41 m/p más) (2).

En tal sentido se puede compartir opinión debido que la caracterización geomecánica va a permitir clasificar al macizo rocoso.

HE2: El análisis de los esfuerzos mediante la estimación del comportamiento estructural incide para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

La investigación determinó que las condiciones geomecánicas de los índices geomecánicos en la zona de estudio varían en la zona encajonante, según la clasificación de Bieniawski presenta un RMR de 35 a 43 que corresponde a un tipo de roca IIIB y IVA, según la clasificación de Barton corresponde a un índice Q de 0.32 a 0.89 que corresponde a roca mala y un GSI M F /R-P y encajonando a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IVA con un RMR de 30 a 37, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 0.21 a 0.45 y un GSI de IF/R-P, lo que influyen directamente en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

Estos resultados son similares a la investigación de Mendoza (3), en su tesis titulada: “Análisis geomecánico de taladros largos en tipos de roca de mala calidad aplicables en la mina de Animón – Perú”, en sus conclusiones, estableció que según la clasificación de Bieniawski (1989), la calidad de las rocas encajonantes varía de Regular a Mala, con un Índice de clasificación de rocas

(RMR) de 31 a 45, mientras que la calidad del mineral oscila entre RMR 31 y 50, con algunos tramos de calidad Muy Mala relacionados con condiciones especiales como zonas de falla o presencia de agua. El buzamiento de las vetas varía entre 60° y 90°, con espesores que van de 1.0 m a 7.0 m (3).

De igual manera afirma que la zonificación geomecánica de la formación rocosa en la veta Karina 1 revela que las cajas inmediatas (piso y techo) y el mineral pertenecen al dominio DE-IVB, con promedios RMR similares. Además, las cajas alejadas (piso y techo) están en el dominio DE-VIA, siendo el promedio RMR de la caja en el piso ligeramente mayor que el de la caja en el techo. (3)

En tal sentido, se puede compartir opinión debido que la caracterización geomecánica va a permitir clasificar al macizo rocoso.

HE3: La orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos parámetros geomecánicos influyen para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

La investigación determinó los esfuerzos aplicando el análisis estructural de veta travieso, se pudo establecer los parámetros de tensores de esfuerzo mediante el método de Diedros Rectos y/o fallas conjugadas, determinándose las direcciones de los esfuerzos cuyos resultados: $\sigma_1 = S18^\circ E$, buzamiento 12° , $\sigma_2 = N31^\circ W$; buzamiento 75° y $\sigma_3 = N71^\circ E$, buzamiento 4° , respecto a la veta Llacsacocha, NV180 presenta una orientación de esfuerzo mayor (σ_1) al SE-NW tangencial, con un ángulo de 12° y la zona de deformación al NE-SW (σ_3), estos esfuerzos considerados como esfuerzos Insitu de origen tectónico, estos resultados influyen en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, para el método de explotación de taladros largos.

HE4: La influencia de los parámetros geomecánicos influyen para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

La investigación comprobó que cuando las orientaciones de las labores son perpendiculares al esfuerzo mayor (σ_1), estas tendrán una alta deformación a lo

largo de toda su longitud, si el esfuerzo es horizontal la deformación se presentará en la corona presentándose como relajamientos tipo costra, dicha labor buscará su estabilidad a esa condición; en el caso que el esfuerzo mayor (σ_1) sea paralelo a la labor esta se disipa en la excavación quedando sólo los esfuerzos menores (σ_2 y σ_3) sin generar mucho daño a la labor siendo más estable el macizo rocoso de tajeo para el método de explotación de taladros largos.

Estos resultados son similares a la investigación de Guevara (4) que en su tesis que lleva por título: "Evaluación geomecánica para optimizar el método de explotación por subniveles en la veta Julie - Nivel 2360, Compañía Minera Poderosa, 2019" en una de sus conclusiones afirma que según la evaluación geomecánica y la simulación realizada con el software Phases2, se determinó que las dimensiones mínimas de los pilares deben ser de 4.5 m en el plano de buzamiento de la veta con respecto a las galerías y rampas principales cuando se emplea el método de corte y relleno (4).

En tal sentido, se puede compartir opinión debido que para la caracterización geomecánica se pueden emplear el software Phases2 con la finalidad de determinarlas dimensiones de las labores mineras.

CONCLUSIONES

1. Se realizó el análisis geomecánico mediante el método gráfico de estabilidad para determinar la condición de la labor, dando como resultado estable el macizo rocoso, la longitud máxima de minado es de 20 m para una altura de 15 m, respecto al descaje de las cajas piso y techo se estima en 0.7 m de potencia (según la teoría de ELOS), del mismo modo del análisis de los esfuerzos para determinar la estabilidad del tajeo, por método de explotación taladros largos cada 20 metros de abertura se debe de dejar un pilar escudo de 3 metros para evitar descajes, estos resultados influyen directamente en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.
2. Se determinó que las condiciones geomecánicas de los índices geomecánicos en la zona de estudio varían en la zona encajonante, según la clasificación de Bieniawski presenta un RMR de 35 a 43 que corresponde a un tipo de roca IIIB y IVA, según la clasificación de Barton corresponde a un índice Q de 0.32 a 0.89 que corresponde a roca mala y un GSI M F /R-P y encajonando a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IVA con un RMR de 30 a 37, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 0.21 a 0.45 y un GSI de IF/R-P, lo que influyen directamente en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.
3. Se determinó los esfuerzos aplicando el análisis estructural de veta Travieso, se pudo establecer los parámetros de tensores de esfuerzo mediante el método de diedros rectos y/o fallas conjugadas, determinándose las direcciones de los esfuerzos cuyos resultados: $\sigma_1 = S18^\circ E$, buzamiento 12° , $\sigma_2 = N31^\circ W$; buzamiento 75° y $\sigma_3 = N71^\circ E$, buzamiento 4° , respecto a la veta Llacsacocha, NV180 presenta una orientación de esfuerzo mayor (σ_1) al SE-NW tangencial, con un ángulo de 12° y la zona de deformación al NE-SW (σ_3), estos esfuerzos considerados como esfuerzos *in situ* de origen tectónico, estos resultados influyen en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, para el método de explotación de taladros largos.

4. Se comprobó que cuando las orientaciones de las labores son perpendiculares al esfuerzo mayor (σ_1), estas tendrán una alta deformación a lo largo de toda su longitud, si el esfuerzo es horizontal la deformación se presentará en la corona presentándose como relajamientos tipo costra, dicha labor buscará su estabilidad a esa condición; en el caso que el esfuerzo mayor (σ_1) sea paralelo a la labor esta se disipa en la excavación quedando sólo los esfuerzos menores (σ_2 y σ_3) sin generar mucho daño a la labor siendo más estable el macizo rocoso de tajeo para el método de explotación de taladros largos.

RECOMENDACIONES

1. Luego de haber comprobado que las condiciones geomecánicas según el análisis de estabilidad gráfica para mantener una condición estable el macizo rocoso, se recomienda el control de voladura y orientación de taladros es importante para no afectar las cajas, para evitar de la caída del personal o equipo al tajeo vacío es importante respetar una distancia mínima de 6m.
2. Luego de haber verificado que las condiciones geomecánicas de los índices geomecánicos en la zona de estudio son variadas, se recomienda cumplir con las dimensiones recomendadas durante la etapa de explotación para evitar incidentes por desprendimiento de roca en la zona encajonante.
3. Luego que se determinó los esfuerzos aplicando el análisis estructural de veta travieso, se pudo establecer los parámetros de tensores de esfuerzo mediante el método de diedros rectos y/o fallas conjugadas, por lo que se recomienda que el tajo se debe rellenar después del minado y evitar esfuerzos inducido que podrían inestabilizar las labores cercanas, tiempo de acuerdo el cálculo de ELOS es 10 días para rellenar.
4. Luego de haber verificado respecto a las orientaciones de las labores son perpendiculares al esfuerzo mayor (σ_1), estas tendrán una alta deformación a lo largo de toda su longitud, y si el esfuerzo mayor (σ_1) es paralelo a la labor esta se disipa en la excavación quedando sólo los esfuerzos menores (σ_2 y σ_3) sin generar mucho daño a la labor siendo más estable el macizo rocoso de tajeo para el método de explotación de taladros largos, se recomienda cumplir con las dimensiones recomendadas durante la etapa de explotación para evitar incidentes por desprendimiento de roca considerar en el diseño de minado la infraestructura de chimeneas para rellenar oportunamente el tajo.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. AVALOS, Jerry y JURO, José. Aplicación del método de explotación por subniveles con taladros largos en vetas angostas, para mejorar la productividad en la unidad minera Yauliyacu- 2018. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Abancay - Perú : Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, 2022, 148 pp.
2. CERRON, Osmar. Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la elección de los aceros de perforación en taladros largos de la Unidad Minera Carahuacra. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo : Universidad Continental, 2021, 109 pp.
3. MENDOZA, Scarlett. Análisis geomecánico de taladros largos en tipos de roca de mala calidad aplicables en la mina de Animón – Perú. Tesis (Título de Ingeniero Geólogo). Arequipa - Perú : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2019, 112 pp.
4. GUEVARA, Dilmer. Evaluación Geomecánica Para Optimizar El Método De Explotación Por Subniveles En La Veta Julie - Nivel 2360, Compañía Minera Poderosa, 2019. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cajamarca - Perú : Universidad Alas Peruanas, 2019, 89 pp.
5. RAMÍREZ, Pedro y ALEJANO, Leandro. *Mecánica de rocas fundamentos e Ingeniería de Taludes*. [En línea] España, 2004. [Fecha de consulta: 23 de setiembre del 2024]
https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf
6. BUSTAMANTE, Aquilino. Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas mina Huanzalá-Cía. Minera Santa Luisa S.A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima - Perú : Universidad Nacional de Ingeniería, 2013.

7. CÓRDOVA, Nestor. Geomecánica en el minado subterráneo caso mina Condestable. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima, Perú : Universidad Nacional de Ingeniería, 2014.
8. CRESPO, Jesús. Elección del sistema de explotación del bloque R-norte de la veta Santa Ana, distrito minero Zaruma-Portovelo. Guayaquil, Ecuador : Escuela Superior Politécnica del Litoral, 2013.
9. PANTALEÓN, Hernán y CARBAJAL, Cristian. Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos de una mina subterránea. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima, Perú : Pontificia Universidad Católica, 2017, 116 pp.
10. RINCÓN, Bertha. Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso del Área del Contrato 01-068-96 “Cooperativa Cooprocarron Sugamuxi” Municipio de Gámeza Boyacá”. Monografía (Título de Ingeniero Geólogo). Boyacá, Colombia : Universidad Pedagógica y Tecnológica, 2016.
11. APAZA, Edwin. Implementación de Taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras – Pashsa, Mina Huarón S.A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa, Peru : UNSA, 2013, 154 pp.
12. TIPE, Victor. Implementación de chimeneas usando el método VCR en la Compañía Consorcio Minero Horizonte. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima, Peru : UNI, 2004, 86 pp.
13. YAULIYACU. *Perforación y voladura taladros largos*. Lima, Peru : Los Quenuales, 2012.
14. HOYOS, Fabián. *Diccionario básico*. Medellín : s.n., 2001.

15. FERRER, Francisco. Planeamiento de minado de largo plazo para proyecto minero no metálico desarrollada acerca del planeamiento de minado para la cantera Atocongo. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima, Perú : Pontificia Universidad Católica, 2015, 79 pp.

ANEXOS

Anexo 1

Matriz de consistencia

	Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable
General	¿De qué manera el análisis geomecánico influye para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan América Silver Huarón S.A. 2024?	Establecer de qué de qué manera el análisis geomecánico influye para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan América Silver Huarón S.A. 2024	El análisis geomecánico detallado de las propiedades de las discontinuidades y esfuerzos influye para la implementación de medidas preventivas y correctivas que optimicen la seguridad y eficiencia en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan América Silver Huarón S.A. 2024	Independiente Análisis geomecánico
Específicos	a) ¿Cuál es el resultado de la evaluación de la condición geomecánica para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos?	a) Efectuar la evaluación de la condición geomecánica para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.	a) La evaluación de la condición geomecánica considerando sus características de resistencia de la roca, el fracturamiento inciden para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.	Dependiente Estabilidad de macizo rocoso
	b) ¿Cuál es el resultado del análisis de los esfuerzos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos?	b) Efectuar el análisis de los esfuerzos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.	b) El análisis de los esfuerzos mediante la estimación del comportamiento estructural incide para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.	
	c) ¿Cuál es el resultado de la orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos geomecánicos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos?	c) Evaluar la orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos geomecánicos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.	c) La orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos geomecánicos influyen para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.	

<p>d) ¿Cómo influyen los parámetros geomecánicos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos?</p>	<p>d) Evaluar la influencia de los parámetros geomecánicos para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.</p>	<p>d) La influencia de los parámetros geomecánicos influyen para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.</p>
---	---	--

Anexo 2

Operacionalización de variables

Variable	Concepto	Dimensión	Unidad
Independiente Análisis geomecánico	El análisis geomecánica de un macizo rocoso, permite estimar su comportamiento ante los esfuerzos generados por diversas obras de ingeniería, como presas, excavaciones superficiales o subterráneas	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Condición geomecánica ➤ Análisis de los esfuerzos ➤ Orientación de las labores con respecto a la dirección de esfuerzos ➤ Parámetros geomecánicos 	MPa σ_1 ; σ_2 y σ_3 Grados S/U
Dependiente Estabilidad de macizo rocoso	En la evaluación de un macizo rocoso, se examinan diversos aspectos, como el material rocoso en sí, el sistema de diaclasas y las condiciones relacionadas con el agua y los esfuerzos. Para analizar el material rocoso, se lleva a cabo la medición de la compresión inconfiada y la resistencia a la tracción mediante el uso de núcleos de prueba. En lo que respecta al sistema de diaclasas, se consideran parámetros como rugosidad, separación, abertura, rellenos, orientación, persistencia y continuidad. Por otro lado, en las condiciones del agua se evalúan tanto la cantidad como los efectos del agua, incluyendo características físicas y químicas, así como posibles modificaciones en el caudal a lo largo del tiempo.	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Litología, intemperización y alteración. ➤ Estructura de la masa rocosa. ➤ Esfuerzos 	S/U Puntos MPa

Anexo 3

Ensayos de compresión simple

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
Sección Minas



90
AÑOS

PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938-95

Los resultados son los siguientes:

Nombre	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kg)	Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
CT	5.50	11.34	29,000.00	1,221.25	119.77
CP	5.50	11.33	26,400.00	1,111.75	109.03

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ($l/D = 2$)

ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02

Los resultados son los siguientes:

Muestra	Densidad Seca (gr/cm ³)	Densidad Saturada (gr/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
CT	2.60	2.63	2.43	1.22
CP	2.58	2.62	3.58	1.65

Anexo 4

Ensayos de compresión triaxial

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
Sección Minas



90
AÑOS

PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Se ha ensayado 3 testigos por cada muestra entregada. Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Díámetro (cm)</i>	<i>Altura (cm)</i>	<i>Esfuerzo Vertical (MPa)</i>	<i>Esfuerzo de Conflamiento. (MPa)</i>	<i>Angulo de Fricción Interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>
<i>CP</i>	<i>5.50</i>	<i>11.20</i>	<i>106.55</i>	<i>2</i>	<i>54.64</i>	<i>3.291</i>
	<i>5.50</i>	<i>11.40</i>	<i>110.68</i>	<i>4</i>		
	<i>5.50</i>	<i>11.40</i>	<i>115.64</i>	<i>6</i>		
<i>CT</i>	<i>5.50</i>	<i>10.70</i>	<i>113.90</i>	<i>2</i>	<i>55.25</i>	<i>3.413</i>
	<i>5.50</i>	<i>11.30</i>	<i>130.41</i>	<i>4</i>		
	<i>5.50</i>	<i>11.50</i>	<i>164.25</i>	<i>6</i>		

ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Díámetro (cm)</i>	<i>Altura (cm)</i>	<i>Módulo de Elasticidad (kg/cm²)</i>	<i>Constante de Poisson (ν)</i>
<i>CT</i>	<i>5.50</i>	<i>10.90</i>	<i>421,017.00</i>	<i>0.40</i>
<i>CP</i>	<i>5.50</i>	<i>10.18</i>	<i>421,119.00</i>	<i>0.10</i>

Anexo 5

Ensayos de corte directo

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
Sección Minas



90
AÑOS

PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

ENSAYOS DE CORTE DIRECTO

Los ensayos se realizaron sobre discontinuidad simulada con caras paralelas a la dirección de corte, según norma ASTM D 5607-95

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Área (cm²)</i>	<i>Ángulo de Fricción Residual (°)</i>
<i>CP</i>	<i>5.50</i>	<i>23.74</i>	<i>37.91</i>
<i>CT</i>	<i>5.5</i>	<i>23.74</i>	<i>28.71</i>

Nota:

- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.

Ing. José Antonio Ardito Vega
Laboratorio de Mecánica de Rocas