



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO DE PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



EVALUACIÓN GEOMECÁNICA APLICADA AL MINADO
SUBTERRÁNEO PARA LA MINIMIZACIÓN DE CAÍDA DE
ROCAS EN LA MINA MARIBEL DE ORO A – PHOQUERA

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. WILLIAM MIGUEL VALERIANO ZUNI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO GEÓLOGO

PUNO – PERÚ

2019



DEDICATORIA

Primeramente, a todo padre poderoso a Dios, Con todo el cariño y eterno agradecimiento dedico esta tesis a mi padre Marcelo Valeriano Quispe por verme brindado su apoyo, por su generosidad y dedicación hacia mi persona para culminar mis estudios superiores y lograr mi anhelo de ser Ingeniero geólogo.

A mis hermanos Cecilio, Pablo y Juana de igual manera a mis primos Wilson, Lizardo y Lourdes por su apoyo incondicional que de alguna manera han contribuido tanto en mi profesión.



AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios supremo creador del universo y la vida por darme salud y vida para seguir trabajando por el bienestar de mi familia.

A la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, por brindar la oportunidad para realizar mis estudios universitarios.

A la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica y personal docente por haberme transmitido los conocimientos, y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero geólogo

Mi agradecimiento a mis compañeros de promoción, quienes me alentaron para concluir mis estudios superiores.



INDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INDICE DE FIGURAS

INDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ANEXOS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN 15

ABSTRACT..... 16

CAPÍTULO I

INTRODUCCION

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA PROBLEMÁTICA 17

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 18

1.2.1 Problema General 18

1.2.2 Problemas Específicos 18

1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS 18

1.3.1 Hipótesis General..... 18

1.3.2 Hipótesis Específica..... 18

1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... 19

1.4.1 Objetivo General..... 19

1.4.2 Objetivos Específicos 19

1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN 19

CAPÍTULO II

REVISION DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN..... 21

2.2 MARCO CONCEPTUAL 22

2.2.1. Geología regional..... 22

2.2.1.1 Estratigrafía regional..... 22

2.2.2 Geología local 24

2.2.3. Consideraciones generales de la Evaluación Geomecánica para la
Minimización de caída de rocas 25



2.2.4 Zonificación Geomecánica de las labores mineras	25
2.2.5. Caracterización Estructural	26
2.2.5.1 Mapeo Subterráneo Geomecánico	26
2.2.5.2 Proyección estereográfica.	27
2.2.5.3 Espaciado.	30
2.2.5.4 Persistencia.	31
2.2.5.5 Apertura.	32
2.2.5.6 Rugosidad.	32
2.2.5.7 Relleno.	33
2.2.5.8 Meteorización.	34
2.2.5.9 Agua subterránea.	34
2.2.5.10 Caracterización del macizo rocoso	35
2.2.6. Clasificación del macizo rocoso	36
2.2.6.1. Índice de designación de la calidad de la roca (RQD).....	37
2.2.6.2 Sistema de clasificación RMR	38
2.2.6.3 Parámetros que considera la clasificación RMR	39
2.2.6.4 Evaluación de RMR y tiempo de auto soporte	43
2.2.6.5 Índice Q.....	44
2.2.6.6 Parámetros utilizados en el índice de calidad de excavación de tuneles Q (Barton, 1974)	46
2.2.6.7 Dimensión equivalente.	50
2.2.6.8 Diseño de sostenimiento	51
2.2.6.10 Índice de Resistencia Geológica GSI.....	53
2.2.6.11 Método por estimación de la magnitud de los esfuerzos por relaciones empíricas.....	57
2.2.6.12. Clasificación Del Sostenimiento.....	59
2.2.7 Criterios de falla de Hoek y Brown (1992).....	61
2.2.8. Ensayos de laboratorio	64
2.2.8.1 Peso unitario y densidad.	64
2.2.8.2 Ensayo de resistencia compresión simple.....	65
2.2.8.3 Ensayo de Carga Puntual	67
2.2.8.4 Ensayos en superficies de discontinuidades.	68
2.3 ANALISIS DE ESTABILIDAD DE CUÑAS	69
2.4 DEFINICIONES CONCEPTUALES	71



2.4.1. Macizo rocoso.....	71
2.4.2. Matriz rocosa.	71
2.4.3. Alteración.....	71
2.4.4 Discontinuidad.	71
2.4.5 Orientación.....	71
2.4.6. Meteorización.	72
2.4.7. Factor de seguridad.....	72
CAPÍTULO III	
MATERIALES Y MÉTODOS	
3.1 TIPO DE INVESTIGACION	73
3.2 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.....	73
3.3. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	73
3.3.1. Trabajo de Gabinete.....	73
3.3.2. Recopilación y Revisión de Información Bibliográfica.	73
3.3.3 Investigaciones de campo	74
3.3.3.1 Caracterización estructural	74
3.3.3.2 Caracterización del macizo rocoso	76
3.3.4. Valoración Geomecanica de la Roca Intacta	78
3.3.5 Análisis de estabilidad de cuñas	79
3.3.6. Ensayos de Trabajo en Laboratorio	80
3.4 MATERIALES.....	80
CAPITULO IV	
CARACTERÍSTICAS DEL ÁREA DE ESTUDIO	
4.1 UBICACIÓN	81
4.1.1 Accesibilidad	81
4.1.2 Fisiografía y recursos naturales	82
4.1.3 Clima.....	82
4.1.4 Flora y fauna	83
4.1.5 Drenaje.....	83
CAPÍTULO V	
RESULTADOS Y DISCUSIONES	
5.1. ACTITUDES DEL MACIZO ROCOSO.....	84



5.1.1 Mapeo Subterráneo Geomecánico.....	84
5.1.2 Familias de discontinuidades y orientación de juntas.....	84
5.2 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	87
5.2.1. Índice de designación de la calidad de la roca (RQD).....	87
5.3 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	88
5.3.1. Clasificación RMR (Bieniawski, 1989).....	88
5.3.2. Clasificación del macizo rocoso Índice Q.	91
5.3.3. Clasificación por el método índice GSI.	92
5.3.4 valoración de la roca intacta.	95
5.3.4.1. Densidad y peso específico.....	95
5.3.4.2 Resistencia.	95
5.4. EVALUACIÓN DE LA ESTABILIDAD	97
5.4.1 Evaluación del Soporte con el Índice RMR.....	97
5.4.2. Evaluación de tiempo autosoporte en la mina Maribel.....	99
5.4.3 Sostenimiento del índice Q	100
5.4.3.1 Dimensión equivalente (De)	100
5.4.3.2 Características soporte	101
5.4.4 Diseño de sostenimiento	102
5.4.5. Análisis de estabilidad por el método estereográfico o cinemático.....	103
5.4.6. Análisis de estabilidad por el método numérico.....	104
5.5 DISCUSION:.....	105
VI CONCLUSIONES	106
VII RECOMENDACIONES	107
VIII REFERENCIAS	108

ÁREA: Geotécnia

TEMA: Geomecánica Aplicada al Minado Subterráneo

FECHA DE SUSTENTACIÓN:19 de setiembre de 2019



INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Esquema ilustrativo de los parámetros que describen las estructuras presentes en el macizo rocoso (Hudson, (2000).....	27
Figura 2 Proyección polar y ecuatorial en una esfera. (Wyllie & Mah, 2004).....	28
Figura 3 Representación estereográfica polar de igual ángulo.....	29
Figura 4 Representación estereográfica ecuatorial de igual ángulo.	29
Figura 5 Representación de rosetas para la distribución de rumbos de estructuras intermedias.....	30
Figura 6 Caracterización de la rugosidad de las estructuras según las recomendaciones de la ISRM. (modificada de Brown, 1981)	33
Figura 7 Efecto escala, desde roca intacta hasta un macizo rocoso muy fracturado (Jorda Bordehore, 2012).	36
Figura 8 Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad.	42
Figura 9 Condiciones de avance muy desfavorables para la estabilidad.....	43
Figura 10 Ábaco para cálculo de soporte (Barton, 2000).....	52
Figura 11 Medición de esfuerzos verticales (Brown y Hoek, 1978).....	57
Figura 12 esfuerzo horizontal y vertical para diferentes Módulos de Elasticidad (Eh) basado en la Ecuación de (Sheorey, 1994).....	58
Figura 13 Clases de Condiciones del Terreno	61
Figura 16 Compresión simple o uniaxial.....	66
Figura 14 Configuración de carga y requerimientos en la forma de los testigos (Gonzales de vallejo, 2002).....	68
Figura 15 Modos típicos de falla para muestras válidas e inválidas (Gonzales de vallejo, 2002).....	68
Figura 17 Condiciones necesarias para que se pueda producir la caída sin deslizamiento de una cuña desde el techo (Hoek y Brown, 1980)	69
Figura 18 Condiciones necesarias para que se produzca la caída por deslizamiento de una cuña desde el techo (Hoek y Brown, 1980).....	70
Figura 19 Mediciones de esfuerzos verticales de la mina	90
Figura 20 Tiempo de autosoporte del tramo 1+010.....	99
Figura 21 Tiempo de auto soporte del tramo 1+020.....	99
Figura 22 Tiempo de auto soporte de la labor de carácter temporal tramo 1+080.....	100
Figura 23 Ábaco para cálculo de soporte del tramo 1+010 y 1+020.....	101



Figura 24 Ábaco para cálculo de soporte de una labor carácter temporal 1+080..... 102



INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Descripción del espaciamiento de las estructuras (International society for rock mechanics commission on standardization of laboratory and field test, 1978)	31
Tabla 2: Descripción de la persistencia de las estructuras (International society for rock mechanics commission on standardization of laboratory and field test, 1978)	31
Tabla 3: Descripción de la apertura de las estructuras (Brown, 1981)	32
Tabla 4: Descripción del grado de meteorización (Bieniawski, 1989).....	34
Tabla 5: Descripción de la condición de humedad de las estructuras (Brown, 1981)...	35
Tabla 6. Valores de la Calidad del Testigo RQD (Deere, 1967)	37
Tabla 7: Clases de macizos rocosos según el índice RMR (Bieniawski, 1976)	38
Tabla 8: Resistencia del material rocoso intacto (Bhawani y R.K., 2011).....	39
Tabla 9: Asignación de calidad de roca RQD (Bhawani y R.K., 2011)	39
Tabla 10: Espaciado de discontinuidades (Bhawani y R.K., 2011).....	40
Tabla 11: Condiciones de discontinuidad (Bhawani y R.K., 2011)	40
Tabla 12: Condiciones de agua subterránea (Bhawani y R.K., 2011).....	41
Tabla 13: Evaluación del ajuste por orientación de discontinuidad en túneles (Bieniawski, 1976).....	42
Tabla 14: Escala de calidad de la Clasificación RMR (Bieniawski, 1989).....	43
Tabla 15: Las clasificaciones geomecánicas para excavación y soporte de túneles en roca en (BIENIASWSKI, 1979).....	44
Tabla 16: Clasificación del macizo rocoso en base a los valores Q (Bartón y Lude, 1974).....	45
Tabla 17: Valores del Índice de Diaclasado J_n	46
Tabla 18: Valores del Índice de Rugosidad de las Discontinuidades J_r	47
Tabla 19: Número de alteración de discontinuidad J_a	48
Tabla 20: Valores del Factor de Reducción por la Presencia de Agua J_w	49
Tabla 21: Factor de reducción de tensión SRF	50
Tabla 22: ESR (Excavación Support Radio) de la clasificación Q (Bartón, 2000).....	51
Tabla 23: Categorías de Sostenimiento del sistema Q. (Bartón, 2000)	52
Tabla 24: Correlación entre los sistemas de clasificación de macizo rocoso	52
Tabla 25: Geomecánica GSI modificado (Hoek y Marinos, 2000).....	54
Tabla 26: Geomecánica GSI modificado (Hoek y Marinos, 2000).....	56



Tabla 27: Criterios empíricos para la estimación del módulo de deformación de macizos rocosos (Hoek & Brown, 1980)	59
Tabla 28: Clasificación para Túneles sobre 8 metros de Claro	60
Tabla 29: Ruta de Acceso de la Unidad Minera	81
Tabla 30: Temperaturas medias Anuales	82
Tabla 31: Valores estadísticos de las familias de discontinuidades.	86
Tabla 32: Valores estadísticos de las familias de discontinuidades	86
Tabla 33: Valores estadísticos de las familias de discontinuidades.....	87
Tabla 34: Cálculo de RQD mediante mapeo geomecánico	88
Tabla 35: Valuación de calidad de roca según RQD	88
Tabla 36: (RMR) de galería principal tramo I de la Mina Maribel: progresiva 1+010 .	88
Tabla 37: (RMR) de galería principal tramo II de la Mina Maribel: progresiva 1+020	89
Tabla 38: (RMR) de labor temporal de la Mina Maribel: progresiva 1+080	89
Tabla 39: Valoración del índice Q de Bartón del tramo 1+010.....	91
Tabla 40: Valoración del índice Q de Bartón del tramo 1+020.....	92
Tabla 41: Valoración del índice Q de Bartón de una labor temporal 1+080.....	92
Tabla 42: Clasificación del GSI en la mina Maribel de Oro A - Phouera.....	93
Tabla 43: Tabla de sostenimiento según GSI de la mina Maribel Oro A - Phoquera ...	94
Tabla 44: Sostenimiento de las labores (mina Maribel de Oro - A Phoquera).....	94
Tabla 45: Resultados de densidad de roca intacta.	95
Tabla 46: Resultados de peso específico aparente de roca intacta.	95
Tabla 47: Resultados de resistencia a la compresión simple de roca intacta.....	96
Tabla 48: Resultados de resistencia a la compresión simple de roca intacta.....	96
Tabla 49: Resultados de resistencia a la compresión simple de roca intacta.....	96
Tabla 50: Resultados de carga puntual de la roca intacta	97
Tabla 51: Estabilidad de aberturas considerando las dimensiones 3 x 3 m.....	97
Tabla 52: clasificaciones geomecánicas para excavación y soporte de las labores en la mina Maribel de Oro - A Phoquera.	98
Tabla 53: Valores del índice ESR para labores	100
Tabla 54: Diseño empírico del sostenimiento para labor permanente.....	103
Tabla 55: Diseño empírico del sostenimiento para temporal	103
Tabla 56: Análisis esfuerzo deformación realizado considerando las dimensiones 3 x 3 m del Proyecto Maribel de Oro – A Phoquera	105



ÍNDICE DE ANEXOS

- Anexo 01: Planos.
- Anexo 02: Datos del mapeo Subterráneo
- Anexo 03: Diagramas estereográficos
- Anexo 04: Gráficos estadísticos.
- Anexo 05: Ensayos de laboratorio.
- Anexo 06: Análisis por el método estereográfico o cinemático
- Anexo 07: Análisis geotécnico
- Anexo 08: Análisis de estabilidad de la Excavación Subterránea por el método numérico de Elementos Finitos.
- Anexo 09: Panel Fotográfico



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

A	: Constantes de material (criterio de Hoek – Brown).
ASTM	: American Section of the International Association for Testing Materials.
Bz	: Buzamiento
E	: Este.
Ei	: Modulo de elasticidad o Young de la roca intacta.
Em	: Modulo de elasticidad o Young del macizo rocoso.
Fs.	: Factor de seguridad
g/cm ³	: Gramos sobre centímetro cubico.
GSI	: Geological Strength Index.
ISRM	: International Society for Rock Mechanics.
ITGME	: Instituto Tecnológico Geominero de España.
INGMMET	: Instituto geológico, minero y metalúrgico
JC	: Condición de las estructuras.
Jn	: Número de familias de juntas
Jr	: Índice de rugosidad de las juntas
Ja	: Índice de alteración de las juntas
Jw	: Factor de reducción por presencia de agua en las juntas
Jv	: Número de juntas
Km	: Kilometro.
KN/m ³	: Kilo Newton sobre Metro cubico.
m	: Metros
Mb	: Es un valor reducido de la constante de material mi.
Mi	: Constantes de material (criterio de Hoek – Brown).
Mm	: Milímetros
Mpa	: Mega Pascal.
N	: Norte.
NTP	: Norma Técnica Peruana
PLT	: Point Load Test.
Q	: Bartón
RMR	: Rock Mass Rating.
RQD	: Rock Quality Designation.



S	: Sur.
s	: Constante de material (criterio de Hoek – Brown).
SNMPE	: Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía.
SRF	: Stress Reduction factor (clasificación Q)
UCS	: Uniaxial Compressive Strength.
UTM	: Universal Transversal de Mercator
W	: Oeste.
WC	: Condición de aguas.
σ_c	: Resistencia a la compresión uniaxial.
σ_{ci}	: Resistencia a la compresión simple de roca intacta.
σ_{cm}	: Resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso.
σ_t	: Resistencia a la tracción de roca intacta.
σ'_1	: Esfuerzo efectivo principal mayor al momento de rotura en un ensayo
σ'_3	: Esfuerzo efectivo principal menor al momento de rotura en un ensayo
ϕ	: Ángulo de fricción.
%	: Porcentaje.
<	: Menor.
>	: Mayor.
Yd3	: Yerdas cubicas



RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado “Evaluación Geomecánica Aplicada al Minado Subterráneo para la Minimización de Caída de Rocas en la Mina Maribel de Oro A – Phoquera, se localiza en la cordillera oriental de los Andes dentro de la jurisdicción del distrito de Ananea, provincia de San Antonio de Putina y departamento de Puno. Actualmente se tiene problemas de caída de rocas en forma frecuente debido al comportamiento irregular del macizo rocoso. El objetivo general es analizar la masa rocosa a través de la caracterización, clasificación, zonificación y comportamiento del macizo rocoso, se desarrollaron las excavaciones subterráneas sin tener un conocimiento real de las consideraciones cualitativas y cuantitativas del macizo rocoso que es tan necesario en la actualidad para realizar trabajos que optimicen los resultados técnicos en la operación mina. De tal manera que se optó por la caracterización estructural (mapeo subterráneo de estructuras expuestas, espaciamiento, continuidad o persistencia, apertura, rugosidad, relleno, meteorización y agua subterránea) de la masa rocosa permitiendo la evaluación de las condiciones de estabilidad en las excavaciones para una mejor optimización y minimización de costos de operaciones y sostenimiento, interactuando con los siguientes métodos; empírico, estereográfico, y numérico. Se obtuvo parámetros típicos para cada una de las familias de discontinuidades y zona de mapeo las cuales fueron presentadas en cuadros de resumen y gráficos estadísticos. La metodología para realizar trabajo de investigación ha consistido en su primera etapa en la sistematización y procesamiento de la información sobre análisis geotécnicos de la masa rocosa y posteriormente la selección de los parámetros geomecánico y métodos de análisis y toma de muestras representativas en el campo. Finalmente, el análisis de estabilidad del macizo rocoso y cálculo de los factores de seguridad. La valoración geotécnica por RQD, RMR, GSI indican que el macizo rocoso presente es de buena calidad a regular, también se determinaron el sostenimiento con el Q de Barton que indica de regular a mala calidad, sostenimiento de pernos sistemáticos 1.5*1.5m. Según GSI. En la mina Maribel de Oro - A Phoquera. El factor de seguridad (FS), es de 1.26.

Palabras claves: Evaluación Geomecánica, minado subterráneo, minimización de caída de rocas, caracterización, clasificación.



ABSTRACT

The present research work called “Geomechanical Evaluation Applied to Underground Mining for the Minimization of Fall of Rocks in the Maribel de Oro A - Phoquera Mine, is located in the eastern Andes mountain range within the jurisdiction of the Ananea district, province of San Antonio de Putina and department of Puno. There are currently problems with falling rocks frequently due to the irregular behavior of the rock mass. The general objective is to analyze the rock mass through the characterization, classification, zoning and behavior of the rock mass, underground excavations were developed without having a real knowledge of the qualitative and quantitative considerations of the rock mass that is so necessary today to Perform work that optimizes the technical results in the mine operation. In such a way that the structural characterization (underground mapping of exposed structures, spacing, continuity or persistence, opening, roughness, filling, weathering and groundwater) of the rock mass was chosen allowing the evaluation of the stability conditions in the excavations for a better optimization and minimization of operations and maintenance costs, interacting with the following methods; empirical, stereographic, and numerical. Typical parameters were obtained for each of the families of discontinuities and mapping area which were presented in summary tables and statistical graphs. The methodology to carry out research work has consisted in its first stage in the systematization and processing of information on geotechnical analysis of the rock mass and subsequently the selection of geomechanical parameters and methods of analysis and representative sampling in the field. Finally, the stability analysis of the rock mass and calculation of safety factors. The geotechnical assessment by RQD, RMR, GSI indicates that the rock mass present is of good quality to regulate, the Barton Q support that indicates from regular to poor quality, systematic bolt support 1.5 * 1.5m was also determined. According to GSI. In the Maribel de Oro mine - A Phoquera. The safety factor (FS) is 1.26.

Keywords: Geomechanical Evaluation, underground mining, minimization of rock fall, characterization, classification.



CAPÍTULO I

INTRODUCCION

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA PROBLEMÁTICA

La Mina Maribel de Oro A - Phoquera es una empresa que desarrolla actividades mineras, operando el yacimiento aurífero de Phoquera, con el método de explotación de Cámaras y Pilares además con tajos largos. Se operan con equipos convencionales como: perforadoras Jack Leg marca Atlas Copco, los equipos de acarreo y transporte con una capacidad de 2.5Yd³ y 5 Yd³. En la unidad Minera se encuentran presentes riesgos asociados a las áreas de trabajo y al desarrollo de las operaciones que en ellas se realizan. Al realizarlas labores subterráneas, se rompe el estado tensional de equilibrio que existía en el macizo rocoso antes de su apertura lo que da lugar a una redistribución de tensiones que incide directamente en el comportamiento de las rocas que circundan las excavaciones subterráneas. Constituye un problema para la realización rentable y segura de los trabajos mineros subterráneos en minera Maribel de Oro A, el no conocer las propiedades mecánico estructural del macizo, no poseer un análisis detallado de las características de las rocas y no contar con un estudio de estabilidad del macizo teniendo en cuenta su comportamiento tensional y de formación. A la fecha no se tiene un conocimiento real de las consideraciones cualitativas y cuantitativas del macizo rocoso en el cual viene aplicando sus operaciones de minado, tan necesario en la actualidad para realizar trabajos que optimicen los resultados técnicos de operación y por ende consideraciones económicas que optimicen los resultados.

En la Unidad Minera se tiene los siguientes casos de accidentes e incidentes:

1. Accidentes e incidentes a falta de un adecuado sistema de minado.
2. Se tiene presencia de riesgos asociados a las áreas de trabajo como caída de rocas, falta de sostenimiento, en labores de acceso y tajos.



En consecuencia se tiene la necesidad de realizar los estudios geomecánicos para la determinación de las características del macizo rocoso, mediante el análisis litológico estructural del mismo; para posteriormente establecer las características del comportamiento mecánico del macizo rocoso, determinando las propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso y del mineral, para luego establecer el factor de seguridad del macizo rocoso frente a la apertura de las labores mineras para un adecuado proceso de minado.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema General

¿Cómo realizamos el análisis geomecánico de la masa rocosa asociado a la caracterización, clasificación, zonificación y comportamiento geomecánico del macizo rocoso en la Mina Maribel de Oro A – Phoquera?

1.2.2 Problemas Específicos

- a) ¿Cómo evaluamos las condiciones de estabilidad de las excavaciones y el factor de seguridad del macizo rocoso en la Mina Maribel de Oro A – Phoquera?
- b) ¿Cómo aplicamos la evaluación geomecánica al minado subterráneo para la minimización de caída de rocas en la Mina Maribel de Oro A- Phoquera?

1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

1.3.1 Hipótesis General

La aplicación de la evaluación geomecánica al minado subterráneo nos permitirá minimizar la caída de rocas en las Mina Maribel de Oro A – Phoquera.

1.3.2 Hipótesis Específica

- a) La Evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones permitirá determinar el factor de seguridad y el tipo de sostenimiento requerido en la Mina Maribel de Oro A – Phoquera.



- b) El análisis geomecánico de la masa rocosa se obtiene con la caracterización, clasificación, zonificación y comportamiento del macizo rocoso.

1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1 Objetivo General

Aplicar la evaluación geomecánica al minado subterráneo para la minimización de caída y diseño de soportes en la Mina Maribel de Oro A- Phoquera.

1.4.2 Objetivos Específicos

- Tomar las aptitudes del macizo rocoso para la elaboración de proyecciones estereográficas.
- Caracterizar el macizo rocoso.
- Clasificar el macizo rocoso.
- Evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas determinando el factor de seguridad del macizo rocoso y diseño de soportes.

1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación: Evaluación Geomecánica Aplicada al Minado Subterráneo para la Minimización de Caída de Rocas en la Mina Maribel de Oro A, permitirá establecer los lineamientos para cualificar el sistema de información geomecánica, considerando los estándares del ISRM (International Society For Rock Mechanic's) para obtener como resultado un adecuado sistema de laboreo minero aplicado en la mina Maribel, minimizando de este modo riesgos de accidentes e incidentes por la caída de rocas.

El fin supremo de la sociedad es el hombre y cuidar de su integridad tanto físico como psíquico, es de responsabilidad de la Empresa Minera. Por lo que cuidar el capital humano de la empresa va a determinar que la seguridad es parte del proceso gerencial.



Por las consideraciones expuestas se justifica plenamente la realización del presente trabajo de investigación por cuanto proporcionará dos aportes de carácter metodológico.

El primer aporte corresponde al método analítico, aproximado y simplificado que se desarrolla en el análisis de la metodología para efectuar un diagnóstico de la situación actual de las operaciones de minado. El segundo aporte corresponde al método que se aplicará en el desarrollo del presente trabajo el cual puede ser utilizado para otras investigaciones similares.



CAPÍTULO II

REVISION DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Según Torres, L. y otros (2009) indica que se determinó las características geomecánicas del macizo rocoso (mineral-roca), obteniendo los valores de los parámetros geomecánicos del criterio de falla de Mohr y Coulomb, así como también en base al criterio de falla de Hoekand Brown, para los tres componentes del macizo rocoso de la mina Madrugada, determinándose un promedio de roca regular y mineral de calidad regular. Los valores obtenidos por los índices de clasificación geomecánica RMR y Q, demuestran la similitud entre ambos sistemas de clasificación, dándole una mayor confiabilidad a los resultados obtenidos, por lo que se ha evaluado para determinar la calidad del macizo rocoso de las rocas encajonantes y del mineral componente del macizo rocoso.

Según Castillo, D. (2012) indica la evaluación geomecánica realizada en esta estructura económica llamada veta Valeria de la división Batolito-I, permitió el análisis geomecánico de la masa rocosa, asociado a la caracterización, clasificación, zonificación, estudio del comportamiento geomecánico de la masa rocosa y evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones, así mismo, posibilito establecer el dimensionamiento de los abiertos el panel, las dimensiones de los diferentes parámetros relacionado al minado, la dirección preferencial de minado, las características de hundibilidad, el análisis de estabilidad estructuralmente controlado y la secuencia del mismo, facultando con ello una explotación adecuada, factibles con los criterios de seguridad y economía operacional.

Según Sumiri, P. (2012) indica que el Reglamento de Seguridad y Salud ocupacional D.S.055-2010-EM.(2010), El mismo que es de carácter promotor, que recoge los conceptos modernos de estándares de operaciones mineras y el titulo cuarto sobre gestión de las operaciones mineras y artículo 210 establece que en las etapas de exploración y explotación incluido preparación y desarrollo de la mina, el titular minero deberá tener en cuenta: Que de acuerdo al estudio geomecanico efectuado en



el plan de minado debe considerarse las condiciones más desfavorables de la masa rocosa del depósito mineralizado para elegir el método de explotación de menor riesgo que permita la seguridad del personal y maquinarias, así como una alta recuperación del mineral, la estabilidad de las excavaciones y la buena productividad.

Según Bustamante, M. (2008) Presentada en la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica Universidad Nacional de Ingeniería – Lima en su conclusión 01 menciona “El software Phase 2 es una herramienta importante que permite determinar entre otras cosas el tipo de sostenimiento de labores, tipo de voladura a realizar, determinar la sección de excavaciones subterráneas a realizar”.

Según Adu-Acheampong, (2003) publicada en la revista SME Annual Meeting, en su conclusión menciona “El detalle del mapeo de campo puede ayudar a decidir al ingeniero haciendo un diseño de excavación subterránea”.

2.2 MARCO CONCEPTUAL

2.2.1. Geología regional

Representada por pizarra, cuarcita y filitas prácticamente la mayor parte de la cordillera oriental, variando hacia la cuenta del Titicaca constituido de areniscas, conglomerado, lutitas rojas y verdes, calizas bioclásticas, cuaternario constituido de limos, arcillas, arenas y material detrítico heterogéneo y los intrusivos. (Antenor, 1996).

2.2.1.1 Estratigrafía regional

Paleozoico inferior

Se tiene la formación Sandia (Os-s) de edad Ordovícico Superior constituido por pizarras negras, cuarcitas y filitas. Con un espesor de 2000 metros aproximadamente. Formación Ananea (SD-a) de edad Silúrico – Devónico el cual está constituido por pizarras y cuarcita, con una potencia de 500 metros descrito por, (Antenor, 1996).



Paleozoico superior

Grupo Ambo constituido por conglomerados, arenisca con estratificación oblicua, areniscas sub arcosas y lutitas negras, su espesor alcanza 2000 metros; Grupo Tarma conformado por areniscas cuarzosas y sub arcosas finas se le asigna 700 metros de espesor, ambos grupos pertenecen al (Carbonífero inferior - superior respectivamente); grupo Copacabana constituido de calizas bioclásticas intercaladas con arenisca con un espesor de 700 metros (Pérmico – inferior)

Cretácico medio

Grupo Cotacucho (Km–c) constituido de areniscas cuarzosas sub arcosas con grano medio y conglomerados, tiene un espesor de 500 metros. Cretácico Superior, formación Vilquechico (Ks–v) constituido de areniscas de grano fino a medio y lutitas verdes, con un espesor de 550 metros.

Cenozoico

Formación Muñani (Ti-m) constituido de lutitas rojas, conglomerados y areniscas, con un espesor de 720 metros cuyo afloramiento resaltante se encuentra en la misma localidad de Muñani. Volcánico Macusani (Ts–m) constituido de Ignimbritas, pórfidos dacíticos, espesor de 30 metros.

Cuaternario

Depósitos fluvioglaciares y aluviales (Q-fg Q- al) constituido de limos, arcillas, arenas, material detrítico heterogéneo.

Intrusivo

En la zona el intrusivo pegmático constituido de cuarzo lechoso, en forma de dique, con espesores que oscilan de 1, 2 y 4 metros y lenticular de 2, 5, 10, 15 metros, los cuales afloran en superficie a los que se les adjudica los generadores de la mineralización de los mantos y vetas.



2.2.2 Geología local

La Formación Sandia cubre gran parte de Cordillera Oriental, el contacto estratificado de la Formación Ananea es anormal a través de un sobre escurrimiento, sus características patológicas de la Formación Sandia fueron descritas en el valle de Sandia-Cuyo Cuyo (Ordovícico medio). La Formación Ananea fue asignada al Silúrico–Devoniano, La información infra yacente están relacionados a un fallamiento inverso el cual muestra a la Formación Sandia cabalgando a la Formación Ananea. El Cuaternario está representado por depósitos glaciares. (Antenor, 1996).

Formación Sandia (Os-s)

En la Cordillera Oriental aflora una aparente continuidad estratigráfica, una secuencia de lutitas negras a claras y otra detrítica de cuarcitas con intercalaciones de lutitas negras, en Sandia el espesor de esta formación supera los 3500m, reduciéndose hacia el sur; estratigráficamente pertenecen al Ordovícico medio.

Formación Ananea (SD-a)

El área que abarca el yacimiento aurífero en la mina la Rinconada se observan afloramientos consistentes en Lutitas y Pizarras que conforman la parte superior de la formación; generalmente tienen un rumbo promedio Noreste a Sur-este y con buzamiento de 10° a 20° al Sur-oeste.

Datos de la formación Ananea.

Espesor	: +/- 800 metros.
Rumbo	: Noroeste – Sureste 10° - 20°.
Tamaño de grano	: Medio a fino.
Color	: Gris oscuro a negro.
Textura	: varía de un lugar a otro.
Variedad de roca	: Pizarra silisificada piritizada.

La textura es variable debido a que la sedimentación ha sido en cuencas intercontinentales. El termino formación Ananea, fue dado por Laubacher G., (1973). Asignándole una edad Siluriano Devoniano. En la zona del mapeo geológico, los estratos de Lutitas y Pizarras, aforan en el sector Sur-este donde se ubica el Asiento minero La



Rinconada y el sector Noreste se ubica la mina Maribel de Oro A – Phoquera, entre estos dos sectores o áreas importantes surgen la presencia de la Lengua Glaciar. Las rocas más antiguas en el extremo Noreste de la provincia de San Antonio de Putina y la mayor parte de la provincia de sandía están formadas por una secuencia de pizarras lutitas, areniscas y cuarcitas del paleozoico. Sobre los que se han depositado areniscas y calizas del cretáceo y cubriendo las formaciones anteriores por una extensa formación de ignimbritas del terciario y depósitos aluviales, glaciares del cuaternario.

2.2.3. Consideraciones generales de la Evaluación Geomecánica para la Minimización de caída de rocas

La caída de rocas constituye uno de los mayores riesgos en el minado subterráneo. Por esta razón, para que las operaciones mineras sean seguras, es esencial que el personal de la mina identifique los problemas de inestabilidad de la masa rocosa, que pueden conducir a la falla potencial de la misma. De esta manera se podrán adoptar medidas adecuadas para prevenir los accidentes ocasionados por la caída de rocas.

Los factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas, que son de particular interés en términos de la operación minera día a día, son: la litología, intemperización y alteración, la estructura de la masa rocosa, los esfuerzos, el agua subterránea, la forma, el tamaño y orientación de las excavaciones, el esquema y secuencia de avance del minado, la voladura, el tiempo de exposición abierta de la excavación y los estándares de sostenimiento. Antes de realizar una excavación, la masa rocosa se encuentra en equilibrio, sin embargo, cuando la excavación se ha creado, ésta rompe las condiciones de equilibrio pre-existentes, la cual crea perturbaciones en la masa rocosa que es necesario controlar. La identificación de las inestabilidades de la masa rocosa, debe ser llevada a cabo en forma continua durante el desarrollo de la mina a medida que avance el minado, en base a la información geomecánica que se tenga disponible y las inspecciones de rutina de la masa rocosa de las aberturas mineras.

2.2.4 Zonificación Geomecánica de las labores mineras

El análisis estructural tendrá por finalidad determinar las características geomecánicas y la calidad del macizo rocoso en los diversos sectores de la zona de estudio. Dependiendo de dichas características, el área de estudio se subdividirse en tres



tramos que presentan condiciones similares, a las que se denominan dominios estructurales.

Con la finalidad de determinar el Índice **RMR** o Índice **Q** de las diferentes zonas investigadas, éstas se dividen en zonas que tienen un comportamiento estructural similar denominados dominios estructurales, los cuales se caracterizan por su naturaleza litológica, grado de fracturamiento y alteración y una cierta homogeneidad en sus propiedades. Luego para cada tramo considerado se determinan los valores de cada uno de los parámetros de acuerdo al sistema de evaluación.

2.2.5. Caracterización Estructural

Para caracterizar un macizo rocoso donde se pretende insertar una excavación, se requiere conocer los parámetros básicos de la roca y de las discontinuidades, así como la estructura del macizo rocoso que incluye aspectos como el número de familias de discontinuidades existentes, el espaciado medio de los planos de discontinuidad, las características geomecánicas básicas de las discontinuidades. Asimismo, será necesario medir o estimar el estado tensional in-situ y en su caso las alteraciones producidas en el macizo por otras excavaciones. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007).

El análisis estructural procura representar la orientación espacial de las diferentes estructuras geológicas, con el objetivo de entender los mecanismos de deformación en el área de investigación y también pudiéndose definir una distribución de tenciones que originan las tenciones. El objetivo principal de hacer un levantamiento geotécnico, con datos geológicos y estructurales, las estructuras presentes en el macizo rocoso y obtener la orientación de todas las estructuras geológicas como fallas, juntas diques, brechas, discontinuidades, grietas de tracción, entre otras para posteriormente, con la información se realicen análisis de cinemático para resolver problemas estructurales. (Suárez, L.O.B. 2013)

2.2.5.1 Mapeo Subterráneo Geomecánico

El término mapeo viene a ser el proceso de la obtención de datos para un estudio dado, el mapeo geomecánico es el levantamiento de caracteres geomecánicos, el mapeo geomecánico también se define como “La toma o adquisición de información

geomecánica para la caracterización de los macizos rocosos (acción comúnmente conocida como 'levantamientos geomecánicos')” (Jordá Bordehore, Tomás Jover, Arlandi Rodríguez, & Abellán Fernández, 2016).

El mapeo geomecánico por línea de detalle registra las discontinuidades expuestas en las paredes de rocas de afloramientos superficiales o labores subterráneas. El mapeo consiste en establecer una línea, para lo cual se emplea una cinta de medición sobre la que se identifican todas las estructuras o discontinuidades que intersectan o cortan dicha línea, se toma la orientación de la cara de medición, luego la orientación de la línea o cinta y se procede a registrar cada discontinuidad empezando por la distancia de intersección al origen, continuando con el registro de la orientación (buzamiento y dirección de buzamiento), tipo de terminación, tipo de discontinuidad, persistencia, apertura, relleno, rugosidad, resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad, meteorización y presencia de agua. (Osinermin, 2017)

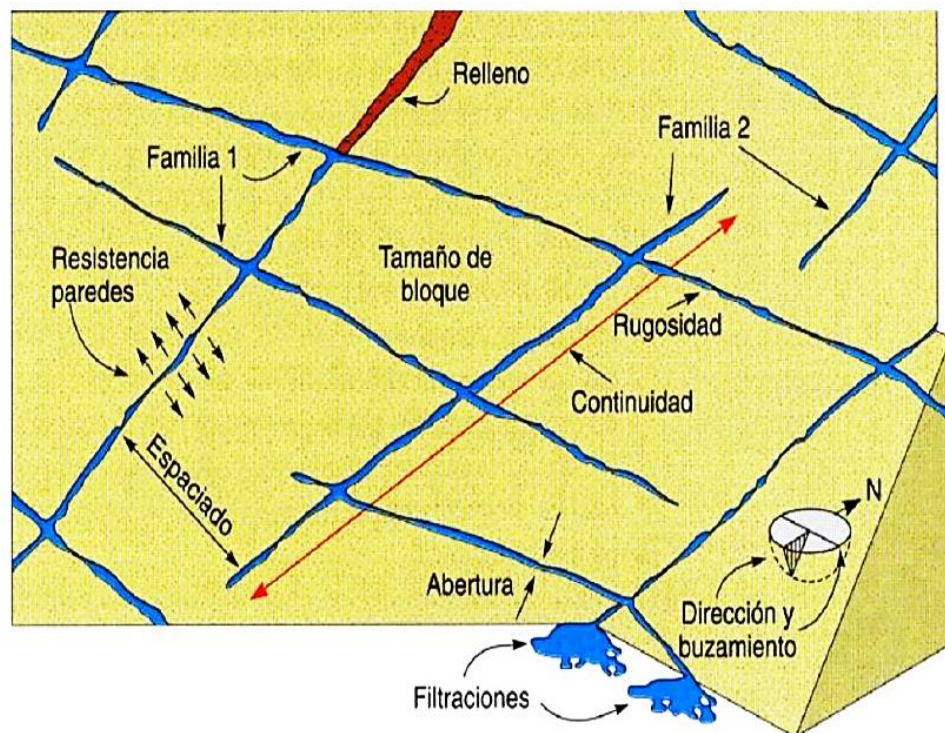


Figura 1. Esquema ilustrativo de los parámetros que describen las estructuras presentes en el macizo rocoso (Hudson, (2000)

2.2.5.2 Proyección estereográfica.

La proyección estereográfica hace que los datos de orientación en tres dimensiones sean representados y analizados en dos dimensiones. Una importante

limitación de las proyecciones estereográficas es que ellas consideran relaciones angulares entre líneas y planos, y no representan la posición y el tamaño de las formas.

Los dos tipos de proyección estereográfica usados en geología estructural son las proyecciones polar y ecuatorial ver Figura 2, 3 y 4. La proyección polar solo se utiliza para el ploteo de polos, mientras la proyección ecuatorial puede ser utilizada para el ploteo de planos mayores y polos (Wyllie & Mah, 2004).

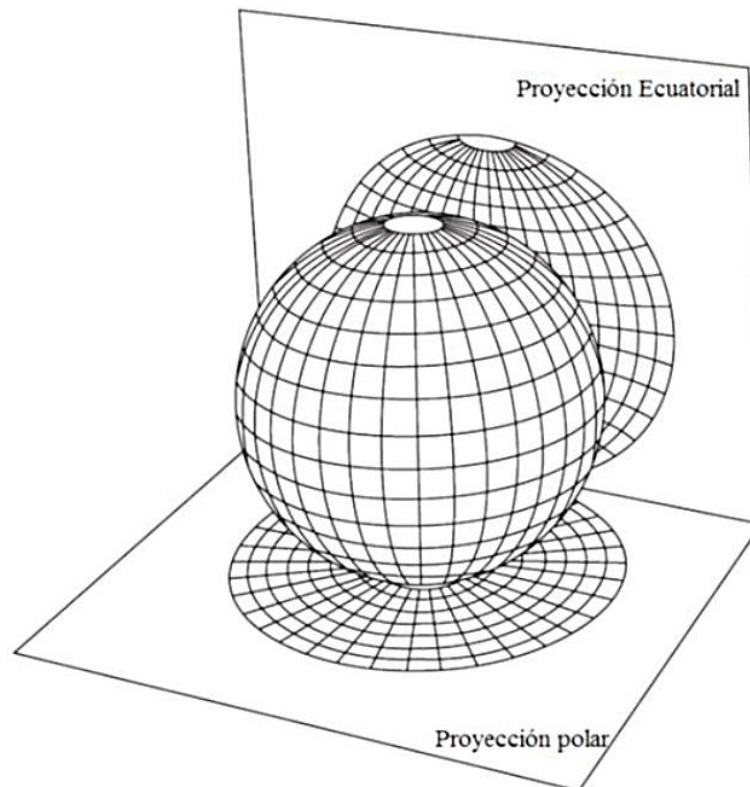


Figura 2 Proyección polar y ecuatorial en una esfera. (Wyllie & Mah, 2004).

En la práctica de la geología geotécnica se ha hecho común el uso de proyecciones estereográficas equiángulares con proyección en el hemisferio inferior, por lo que se recomienda este método. Para definir las densidades de polos se emplean comúnmente las distribuciones de Schmidt o de Fisher. Cuando la cantidad de datos es suficientemente grande ambas distribuciones producen contornos muy similares; sin embargo, cuando la cantidad de datos es limitada la distribución de Schmidt produce contornos algo irregulares y pueden inducir a errores, ya que cada dato se considera totalmente preciso y cualquier error se acentúa. Por lo tanto, se recomienda preferir la distribución de Fisher (Flores G. & Karzulovic L., 2003).

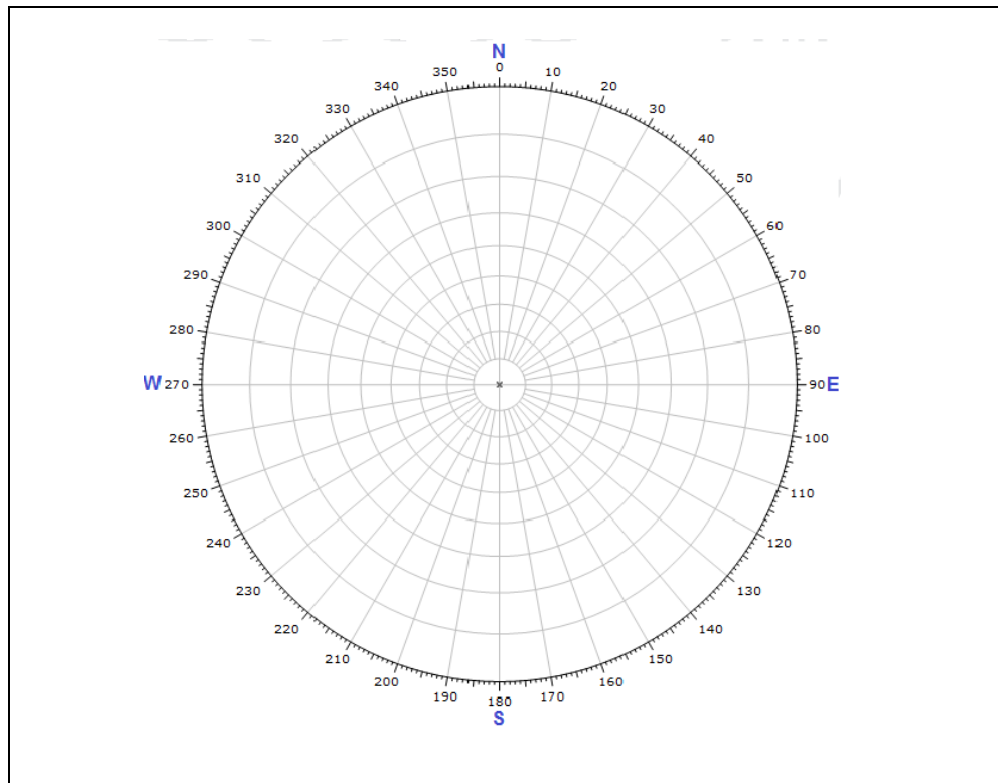


Figura 3 Representación estereográfica polar de igual ángulo

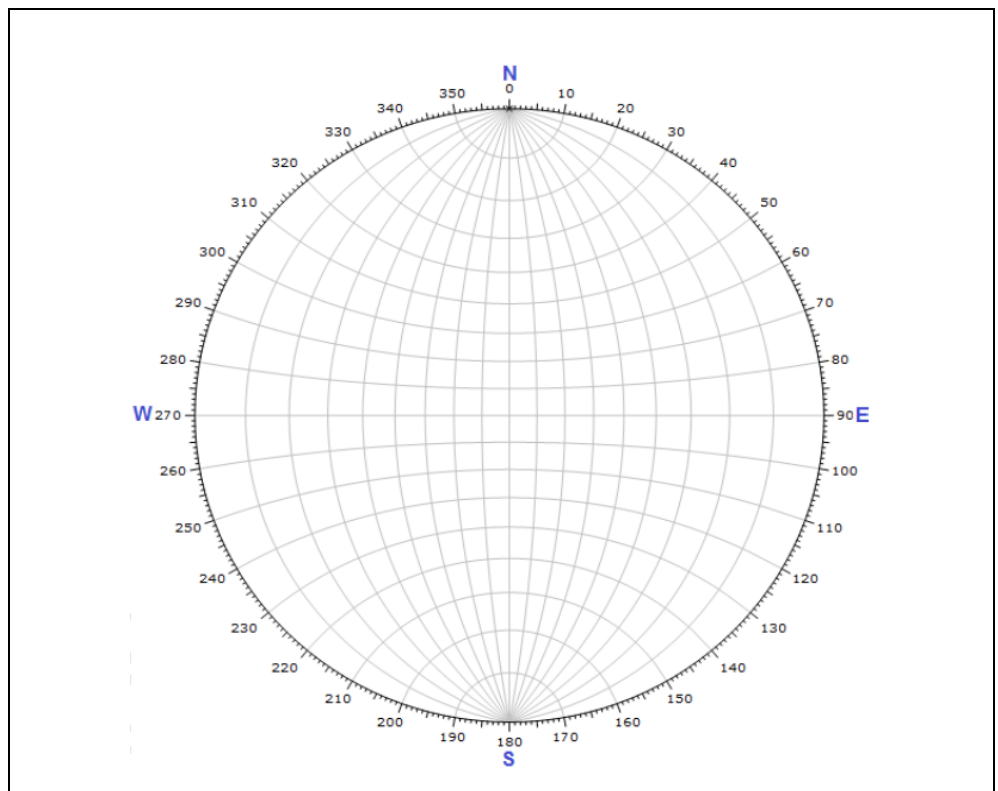


Figura 4 Representación estereográfica ecuatorial de igual ángulo.

Las proyecciones estereográficas pueden complementarse con rosetas como la que se muestra en el ejemplo de la Figura 5. La roseta convencional considera la proyección sobre un plano horizontal, por lo que representa un histograma radial del rumbo de las estructuras; sin embargo, es posible considerar cualquier plano de proyección para la roseta (con lo que resultan histogramas radiales de manteos aparentes o rumbos aparentes). (Flores G. & Karzulovic L., 2003).

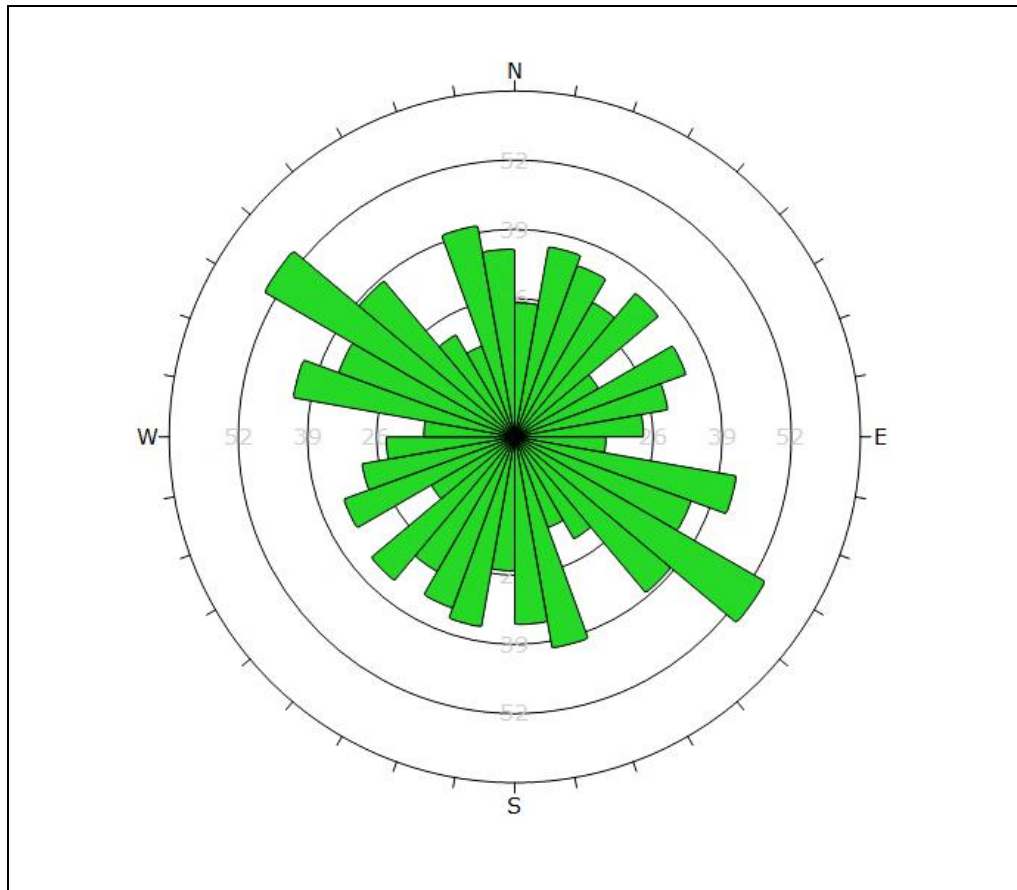


Figura 5 Representación de rosetas para la distribución de rumbos de estructuras intermedias.

2.2.5.3 Espaciado.

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta que se pueden presentar dentro del macizo rocoso. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes. (SNMPE, 2004). El espaciado de las discontinuidades es el promedio entre los planos de debilidad en el macizo rocoso en la dirección perpendicular al plano de la discontinuidad (Bieniawski, 1989).

Para medir el espaciamiento se necesita una cinta métrica de mínimo 3 m de longitud, con divisiones en milímetros, y la brújula. El procedimiento a seguir es el siguiente, para cada familia de discontinuidad. (Suarez Burgoa, 2013).

Tabla 1: Descripción del espaciamiento de las estructuras (International society for rock mechanics commission on standardization of laboratory and field test, 1978)

Descripción	Espaciamiento (mm)
Extremadamente Junto	< 20
Muy Junto	20 a 60
Junto	60 a 200
Moderado	200 a 600
Separado	600 a 2000
Muy Separado	2000 a 6000
Extremadamente Separado	> 6000

2.2.5.4 Persistencia.

Este concepto hace referencia a la extensión o tamaño de las discontinuidades. Las dimensiones de una discontinuidad se pueden cuantificar observando su longitud en los afloramientos en la dirección del rumbo y en la dirección del buzamiento. (Ramírez & Alejano, 2007).

La persistencia o extensión de las estructuras de cada familia de discontinuidades corresponde al largo de la traza de la estructura, el cual medirse en la dirección del rumbo o en la dirección de buzamiento de la estructura. En problemas de estabilidad de taludes resulta preferible definir la persistencia en la dirección del buzamiento (Flores G. & Karzulovic L., 2003).

Tabla 2: Descripción de la persistencia de las estructuras (International society for rock mechanics commission on standardization of laboratory and field test, 1978)

Descripción	Persistencia (m)
Muy Baja	< 1
Baja	1 a 3
Media	3 a 10
Alta	10 a 20
Muy Alta	> 20

2.2.5.5 Apertura.

Se define apertura como la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad, cuando este espacio intermedio tiene agua o aire. En esto se distingue la apertura del espesor de relleno. (Ramírez & Alejano, 2007). Este parámetro puede ser muy variable en diferentes zonas de un mismo macizo rocoso: mientras que en superficie la abertura puede ser alta, ésta se reduce con la profundidad pudiendo llegar a cerrarse. Su medida puede realizarse directamente con una regla graduada en milímetros. Las medidas han de realizarse para cada familia de discontinuidades, adoptando los valores medios más representativos de cada una de ellas. (Gonzales de Vallejo, 2002).

Tabla 3: Descripción de la apertura de las estructuras (Brown, 1981)

Descripción	Apertura
Cerrado	0
Muy angosta	<0.1 mm
Angosta	0.1 – 1.0 mm
Abierta	1.0 – 5.0 mm
Muy abierta	>5 mm

2.2.5.6 Rugosidad.

La rugosidad se define a las características morfológicas que presenta la superficie del plano de una discontinuidad, la cual contribuye a disminuir o aumentar la resistencia al esfuerzo cortante. (Suarez, 2013).

Conjunto de irregularidades de diferentes órdenes de magnitud (asperezas, ondulaciones), que componen la superficie de las paredes de la discontinuidad. (ITGE, 1987).

Muchos autores discuten métodos para medir la rugosidad de las estructuras, pero en la práctica las evaluaciones de la rugosidad de las estructuras se suelen hacer con comparación con “perfiles de rugosidad”, lo que indudablemente introduce subjetividad y, al mismo tiempo, un potencial problema de escala, es por eso que para definir la rugosidad se recomienda el empleo de los perfiles que se muestran en la Figura 6. y considerar 2 escalas:

- **Escala intermedia (Varios metros)**, en la que la ondulación de las estructuras permite clasificarlas en 3 clases: escalonadas, onduladas, y planas.
- **Escala menor (Varios centímetros)**, en la que las disparidades de las estructuras permite clasificarlas en 3 clases: rugosas, lisas, y pulidas.

Esto permite definir un total de 9 clases de rugosidad: (I) escalonadas rugosas, (II) escalonadas lisas, (III) escalonadas pulidas, (IV) onduladas rugosas, (V) onduladas lisas, (VI) onduladas pulidas, (VII) planas rugosas, (VIII) planas lisas, y (IX) planas pulidas. (Flores G. & Karzulovic L., Guías geotécnicas para una transición desde rajo abierto a minería subterránea, 2003).

Las escalas vertical y horizontal son iguales. JRC20 y JRC100 corresponde al valor estimado del coeficiente de rugosidad de la estructura (Barton & Choubey (1977)) cuando el perfil se “asimila” a un largo de 20 y de 100 cm, respectivamente (Bandis (1993)).

Clase	Escala		Perfil Típico de Rugosidad de la Estructura	JRC ₂₀	JRC ₁₀₀
	Intermedia	Menor			
I	Escalonada	Rugosa		20	11
II		Lisa		14	9
III		Pulida		11	8
IV	Ondulosa	Rugosa		14	9
V		Lisa		11	8
VI		Pulida		7	6
VII	Plana	Rugosa		2.5	2.3
VIII		Lisa		1.5	0.9
IX		Pulida		0.5	0.4

Figura 6 Caracterización de la rugosidad de las estructuras según las recomendaciones de la ISRM. (modificada de Brown, 1981)

2.2.5.7 Relleno.

Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando éstos son más duros, ésta es más competente. (SNMPE, 2004).

La presencia de relleno gobierna el comportamiento de la discontinuidad, por lo que deben ser reconocidos y descritos todos los aspectos referentes a sus propiedades y estado (Gonzales de Vallejo, 2002).

2.2.5.8 Meteorización.

Denominada también intemperización, está relacionada con la modificación que sufre la superficie de la roca o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos. El grado de la meteorización dependerá de las condiciones climatológicas, morfológicas y la composición de la masa rocosa. La meteorización se divide en meteorización física, química y biológica. (SNMPE, 2004).

Tabla 4: Descripción del grado de meteorización (Bieniawski, 1989)

Termino	Descripción
No meteorizada	No se observan signos de meteorización
Ligeramente meteorizada	Las discontinuidades se encuentran manchadas o descoloridas y pueden contener un pequeño relleno producto de la alteración del material
Moderadamente meteorizada	Leve decoloración extendida a lo largo de la discontinuidad. Las discontinuidades pueden contener relleno del material alterado. Parcialmente se pueden observar capas de granos.
Altamente meteorizada.	Decoloración extendida a lo largo de la roca, y el material de roca es parcialmente friable, La textura original de la roca se mantiene y es preservada, pero va ocurriendo separación de granos.
Descompuesta	La roca se ha alterado al estado de un suelo, alguno o todos los minerales están descompuestos. El material se encuentra en una condición friable.

2.2.5.9 Agua subterránea.

La presencia de agua subterránea es de suma importancia en la estabilidad de túneles, ya que implica menor resistencia en el macizo rocoso, por ende, en la clasificación de macizo rocoso en las cuales puede estar seco, ligeramente húmedo, húmedo, goteando y fluyendo.

Generalmente, la circulación de agua en los macizos rocosos se realiza a lo largo de las discontinuidades (permeabilidad secundaria), excepto en las rocas sedimentarias con un

alto índice de poros, en las cuales el agua circula por la propia roca (permeabilidad primaria). (Ramirez & Alejano, 2007).

Las observaciones con respecto a las filtraciones en discontinuidades, tanto si se presentan rellenas como si aparecen limpias, pueden seguir las descripciones de la Tabla 5, conforme a las recomendaciones de la ISRM (Gonzales de Vallejo, 2002).

Tabla 5: Descripción de la condición de humedad de las estructuras (Brown, 1981)

Condición	Descripción de la Condición de Humedad	
	Estructuras Sin Relleno	Estructuras con relleno.
I	Estructura cerrada y seca. No parece posible que a través de la misma circule agua.	El relleno se observa consolidado y seco. No parece posible el flujo de agua.
II	Estructura seca y sin evidencia de que haya permitido el flujo de agua.	El relleno está húmedo pero sin señales de agua libre.
III	Estructura seca pero con evidencia de que ha permitido el flujo de agua.	El relleno está mojado y presenta goteos ocasionales.
IV	La estructura está húmeda pero no hay goteos ni otras señales de agua libre.	Se observa un flujo continuo de agua (estimar el caudal). El relleno puede mostrar señales de lavado
VI	La estructura presenta goteos ocasionales, pero sin un flujo continuo de agua.	Se observa flujo considerable de agua según “canales” preferentes (estimar el caudal y la presión). El relleno está localmente lavado.
VI	La estructura muestra un flujo continuo de agua (estimar el caudal y la presión).	Se observa un flujo considerable de agua (estimar caudal y presión). El relleno ha sido, al menos localmente, completamente lavado.

2.2.5.10 Caracterización del macizo rocoso

El macizo rocoso es el conjunto de bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades por las que se ve afectado como son fallas, juntas, pliegues, planos de estratificación etc. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y heterogéneos, siendo la consecuencia más importante de ello el efecto escala y que las propiedades tenso deformacionales de los macizos son de naturaleza anisótropa. (Ramirez O. & Alejano M., 2007).

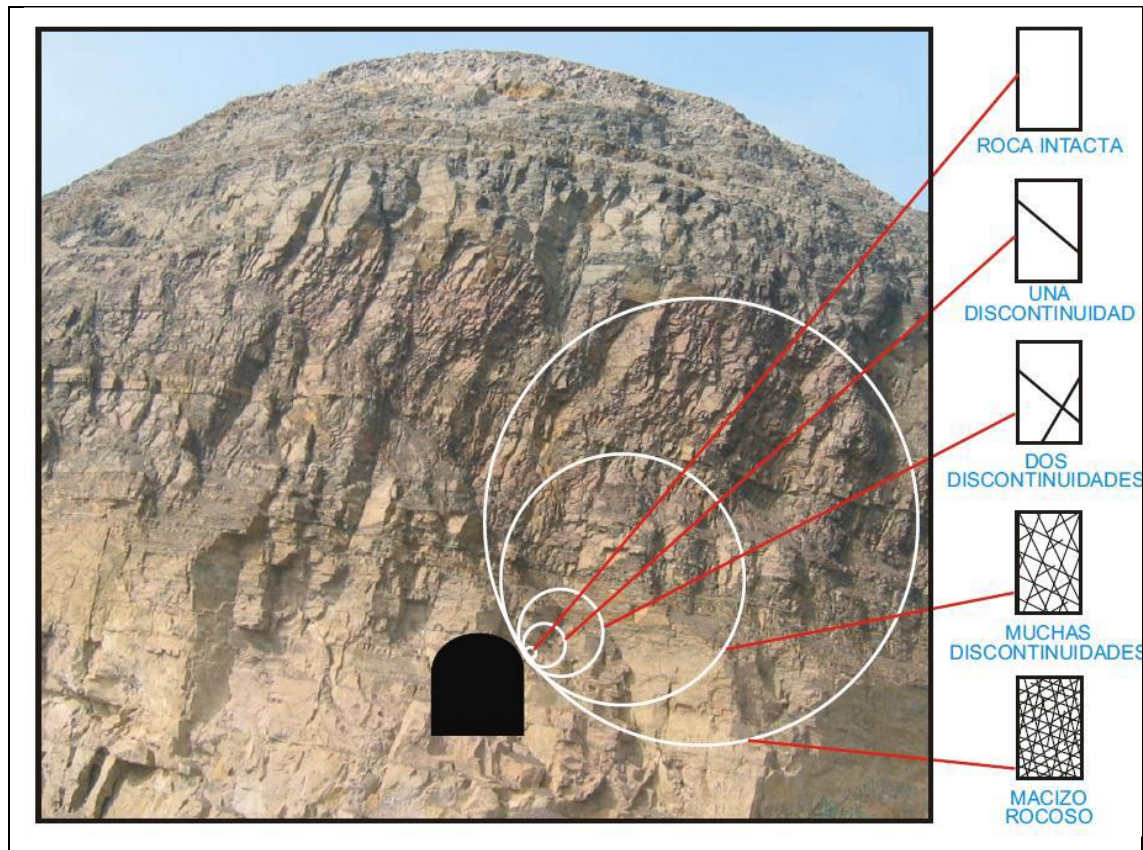


Figura 7 Efecto escala, desde roca intacta hasta un macizo rocoso muy fracturado (Jorda Bordehore, 2012).

2.2.6. Clasificación del macizo rocoso

Las clasificaciones geomecánicas tienen por objeto caracterizar ingenierilmente un determinado macizo rocoso en función de una serie de parámetros a los que se les designa un cierto valor. Clasificar geomecánicamente un macizo rocoso consiste en otorgarle una puntuación según una metodología o criterio establecido. Una vez puntuado el macizo, se clasifica en una categoría de entre varias existentes en función del rango de puntos. (Jorda Bordehore, 2013).

Las clasificaciones geomecánicas se utilizan mucho actualmente, sobre todo en estudios geotécnicos, en lo que se refiere a los taludes, la principal ventaja de las clasificaciones geomecánicas consiste en que permiten obtener, mediante unas correlaciones establecidas, los principales parámetros mecánicos del macizo rocoso. Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tienen por objeto evaluar sus características para determinar de forma cuantitativa su calidad. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007).

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

Fue desarrollado por Deer (Deere et al., 1967) para promover un estimado Cuantitativo de la calidad de la masa rocosa, a partir de los testigos de perforación diamantina.

El índice RQD (Rock Quality Designation) se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud en su eje, sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo. Para determinar el RQD en el campo existen dos procedimientos de cálculo.

- A partir del mapeo de celdas geotécnicas: comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural en el área o zona predeterminada de la operación minera.
- Se hace el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro cúbico (J_v), determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural en el área o zona predeterminada. Esto se usa para voladura y queda establecido de acuerdo a la relación entre RQD y J_v .

Tabla 6. Valores de la Calidad del Testigo RQD (Deere, 1967)

RQD %	Calidad
< 25	Muy Mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Media
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy Buena

- Las correlaciones entre RQD y la frecuencia de discontinuidad lineal se han derivado para diferentes formas de distribución de espaciado de discontinuidad (Priest y Hudson, 1976). Por ejemplo, para una distribución exponencial negativa de espaciados de discontinuidad, Priest y Hudson (1976) derivaron la siguiente relación entre RQD y la frecuencia de discontinuidad lineal λ :

$$RQD=100e^{-t\lambda} (t\lambda+1) \quad (1)$$

Donde t es el umbral de longitud. Para $t = 0.1$ m como para el RQD definido convencionalmente, la ec. (1) se puede expresar como

$$RQD=100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda+1) \quad (2)$$

2.2.6.2 Sistema de clasificación RMR

Desarrollada por Bieniawski en 1973, con actualizaciones en 1979 y 1989, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo y de excavación y sostenimiento en túneles. Esta clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros geomecánicos. (Hoek & Brown, 1985).

Bieniawski (1976) publicó los detalles de una clasificación de la masa rocosa denominada sistema de clasificación Geomecánica o valoración de la masa rocosa RMR (Rock Mass Rating). A través de los años, este sistema ha sido modificado sucesivamente conforme han ido examinando más casos registrados, y se advierte al lector que Bieniawski hizo cambios significativos en las valoraciones asignadas a los diferentes parámetros. Los siguientes seis parámetros son usados para clasificar una masa rocosa con el sistema RMR. (Hoek & Brown, 1985).

Tabla 7: Clases de macizos rocosos según el índice RMR (Bieniawski, 1976)

Clase de Roca	R.M.R.	Descripción
I	81 - 100	Muy buena
II	61 - 80	Buena
III	41 - 60	Media
IV	21 - 40	Mala
V	<20	Muy mala

- Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso.
- Designación de la calidad de la roca (RQD).
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condiciones del agua subterránea.
- Orientación de las discontinuidades.

2.2.6.3 Parámetros que considera la clasificación RMR

Resistencia de la roca:

Tiene una valoración máxima de 15 puntos, y puede utilizarse como criterio el resultado del ensayo de resistencia a compresión simple o bien el ensayo de carga puntual (Point Load).

Tabla 8: Resistencia del material rocoso intacto (Bhawani y R.K., 2011)

Descripción cualitativa	Resistencia compresiva (Mpa)	Resistencia de carga puntual (Mpa)	Calificación
Extremadamente fuerte	>250	8	15
Muy fuerte	100 - 250	4 - 8	12
Fuerte	50 - 100	2 - 4	7
Medianamente fuerte	25 - 50	1 - 2	4
Débil	5 - 25		2
Muy débil	1 - 5		1
Extremadamente débil	<1		0

RQD (Rock Quality Designation)

Tiene una valoración máxima de 20 puntos. Se denomina RQD (Rock Quality Designation) de un cierto tramo de un sondeo a la relación en tanto por ciento entre la suma de las longitudes de los trozos de testigo mayores de 10 cm y la longitud total del sondeo. Evidentemente existen otros métodos para determinar el RQD (Rock Quality Designation).

Tabla 9: Asignación de calidad de roca RQD (Bhawani y R.K., 2011)

Descripción cualitativa	RQD (%)	Calificación
Excelente	90 - 100	20
Buena	75 - 90	17
Intermedio	50 - 75	13
Pobre	25 - 50	8
Muy pobre	<25	3

Espaciado de discontinuidades.

El termino discontinuidad se refiere a juntas, estratificación o foliación, zonas de corte, fallas menores y otras superficies de debilidad. La distancia linear entre dos discontinuidades adyacentes debe ser medido para todas las familias de discontinuidades. La presencia misma de discontinuidades reduce la resistencia del macizo rocoso y su

espaciado rige el grado de dicha reducción (Bieniawski, 1973). En la Tabla 9 se aprecia la descripción de las discontinuidades y su calificación para el RMR.

Tabla 10: Espaciado de discontinuidades (Bhawani y R.K., 2011)

Descripción	Espaciado (m)	Calificación
Muy amplio	>2	20
Amplio	0.6 - 2	15
Moderado	0.2 – 0.6	10
Cerrado	0.06 – 0.2	8
Muy cerrado	<0.06	5

Condición de discontinuidades.

Este parámetro incluye superficies de rugosidad de la superficie de discontinuidad, su apertura, longitud de continuidad, desgaste (meteorización) de la pared rocosa o planos de debilidad y material de relleno (cavidad). En la Tabla 10 se puede apreciar las condiciones de discontinuidades y su calificación.

Tabla 11: Condiciones de discontinuidad (Bhawani y R.K., 2011)

Parámetro	Calificación				
	<1m	1 - 3m	3 - 10m	10 - 20m	>20m
Longitud de discontinuidad (persistencia/continuidad)	<1m	1 - 3m	3 - 10m	10 - 20m	>20m
	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Ninguno	<0.1mm	0.1 - 1.0mm	1 - 5mm	>5mm
	6	5	4	1	0
Rugosidad de la superficie discontinua	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
	6	5	3	1	0
Relleno (cavidad)	Relleno			Relleno suave	
	Ninguno	<5mm	>5mm	<5mm	>5mm
	6	4	2	1	0
Desgaste de la superficie discontinua	Sin desgaste	Ligeramente desgastado	Moderadamente desgastado	Altamente desgastado	descompuesto
	6	5	3	1	0

Condiciones de agua subterránea.

Para túneles, la cantidad de infiltración de agua subterránea en litros por minuto por cada 10 m de longitud del túnel debe ser determinado, o una condición general puede ser descrita como completamente seco, húmedo, mojado, goteo o flujo. En la Tabla 11 se aprecia las condiciones de agua subterránea y su calificación.

Cuando se encuentran condiciones de roca de calidad mixta en la roca excavada, tales como cuando buena calidad y mala calidad están presentes en un área expuesta, es esencial identificar la condición más crítica para la evaluación de los estratos rocosos. Esto significa que las características geológicas que son más importantes para fines de estabilidad tendrán una influencia predominante. Por ejemplo, una falla o una zona de corte en una roca de alta calidad desempeñará un papel dominante, independientemente de la alta resistencia del material rocoso en los estratos circundantes.

La sumatoria de los cinco parámetros extraídos de la clasificación del macizo rocoso nos dan el resultado de una calificación del macizo rocoso RMR básico, el cuál necesitará de una corrección en base a la estructura dominante del macizo y la dirección de la galería, es aquí donde se toma en cuenta la orientación de las discontinuidades.

Tabla 12: Condiciones de agua subterránea (Bhawani y R.K., 2011)

Influencia por 10m de longitud del túnel (L/min)	Ninguno	<10	10 - 25	25 - 125	>125
Cantidad de presión de agua en la discontinuidad hacia la tensión principal mayor	0	0 – 0.1	0.1 – 0.2	0.2 – 0.5	>0.5
Descripción general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Con flujo
Calificación	15	10	7	4	0

Ajuste por orientación de las discontinuidades. Para la orientación de discontinuidades se toma en cuenta a la familia principal y la orientación del eje del túnel. La influencia

del rumbo y buzamiento de discontinuidades son consideradas con respecto a la dirección del túnel.

En la Figura 7 y Figura 8 se aprecia la perpendicularidad y el paralelismo respectivamente del sistema de discontinuidades con respecto al eje de la excavación.

Para decidir si el rumbo y buzamiento son favorables o no favorables, se tiene que evaluar en base a la Tabla 13, que nos brinda una evaluación cuantitativa del efecto crítico de la orientación de discontinuidades respecto a los túneles.

Tabla 13: Evaluación del ajuste por orientación de discontinuidad en túneles (Bieniawski, 1976)

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Independiente del rumbo
Avance con el buzamiento		Avance en contra del buzamiento				
Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento
45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	20° - 45°	45° - 90°	0° - 20°
Muy favorable	Favorable	Regular	No favorable	Regular	Muy desfavorable	Regular
0	-2	-5	-10	-5	-12	-5



Figura 8 Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad.

La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma perpendicular a la excavación, las mismas que presentan buena estabilidad. Fuente: (SNMPE, 2004)

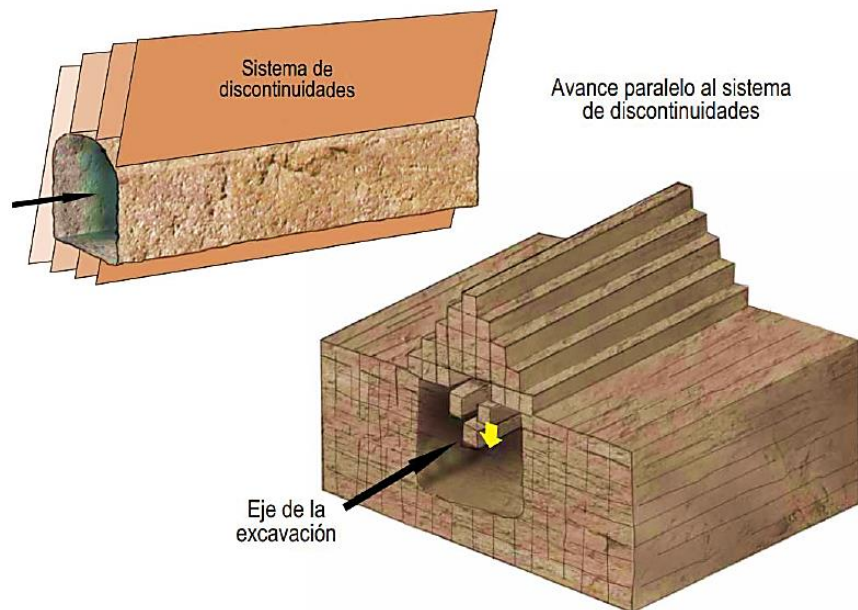


Figura 9 Condiciones de avance muy desfavorables para la estabilidad.

La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma paralela a la excavación, las mismas que presentan inestabilidad. Fuente: (SNMPE, 2004)

2.2.6.4 Evaluación de RMR y tiempo de auto soporte

La clasificación geomecánica puede ser usado para estimar muchos parámetros útiles como la extensión sin sostenimiento (span), tiempo de auto sostenimiento, la presión del sostenimiento para una apertura subterránea, también puede ser usada para seleccionar el método de excavación y el sistema de sostenimiento permanente.

Tabla 14: Escala de calidad de la Clasificación RMR (Bieniawski, 1989)

CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala
RMR	81 - 100	61 - 80	41 - 60	21 - 40	0 - 20
TIEMPO DE ESTABILIDAD	20 años 15 metros	01 años 10 metros	1 semana 5 metros	10 horas 2.5 metros	30 minutos 1 metro
COHESION (MPa)	>0.4	0.3 - 0.4	0.2 - 0.3	0.1 - 0.2	<0.1
ROZAMIENTO	>45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	<15°

La clasificación geomecánica puede ser usado para estimar muchos parámetros útiles como la extensión sin sostenimiento (span), tiempo de auto sostenimiento, la presión del

sostenimiento para una apertura subterránea, también puede ser usada para seleccionar el método de excavación y el sistema de sostenimiento permanente (ver Tabla 15).

Tabla 15: Las clasificaciones geomecánicas para excavación y soporte de túneles en roca en (BIENIASWSKI, 1979)

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Perno de roca (20mm de diámetro)	Shotcrete convencional	Arcos metálicos
I 100-81	Excavación de la sección plena; 3m de avance	Generalmente no requiere sostenimiento, excepto perno ocasional		
II 80-61	Excavación de la sección plena; 1 a 1.5m de avance; 20m entre el soporte ejecutado y el frente	Empernado localizado en el techo; 3m de largo y espaciado de 2.5m, con eventual colocación de tela metálica en el techo	Utilización eventual en el techo, 5mm de espesura	No utilizado
III 60-41	Excavación parcial de la sección; 1.5 a 3m de avance del frente; instalación de soporte después de cada fuego; 10m entre el frente y el soporte ejecutado	Empernado sistemático en el techo y en las paredes, 4m de largo y espaciado de 1.5 a 2m, colocación de malla metálica en el techo	50 a 100mm de espesura en el techo, 30mm en las paredes.	No utilizado
IV 40-21	Excavación parcial de la sección, de 1 a 1.5m de avance del frente; instalación de soporte de acuerdo a la excavación; 10m entre el frente y soporte ejecutado	Empernado sistemático en el techo y paredes, 4 a 5m de longitud, espaciado de 1 a 1.5m, colocación de malla metálica en toda la sección	100 a 250mm de espesura en el techo; de 100mm en las paredes	Utilización de elementos leves espaciado de 1.5
V <20	Excavación en secciones múltiples; 0.5 a 1.5m de avance del frente; instalación de soportes en concordancia con la excavación. Concreto proyectado luego de la voladura	Empernado sistemático en el techo y paredes, 5 a 6m de largo, espaciado de 1 a 1.5m en el techo y paredes con malla metálica; anclaje en la solera	150 a 200mm de espesura en la bobeda 150mm en las paredes y 5mm en el frente de excavación	Utilización de elementos medios e pesados, espaciado de 0.75m; revestimiento de la solera

2.2.6.5 Índice Q

El Sistema Q o Clasificación de Barton fue desarrollado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, del Instituto Geotécnico Noruego. Se basó su estudio en el análisis de cientos de casos de túneles construidos principalmente en Escandinavia. (Jorda Bordehore, 2013).

La Clasificación de Barton asigna a cada terreno un índice de calidad Q , tanto mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Su variación no es lineal como la del RMR, sino exponencial, y oscila entre $Q=0.001$ para terrenos muy malos y $Q=1000$ para terrenos muy buenos. Para la determinación de las características de los macizos rocosos y los requerimientos de sostenimiento.

Está basado en la evaluación numérica de seis parámetros dados por la expresión: (Jorda Bordehore, 2013).

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

- ✓ RQD = Es el índice de calidad de roca de Deere.
- ✓ J_n = Es el número de sistemas de fisuras
- ✓ J_r = Es el número de la rugosidad de las fisuras
- ✓ J_a = Es el número de la alteración de las fisuras
- ✓ J_w = Es el factor de reducción por agua en las fisuras
- ✓ SRF = Es el factor de reducción por esfuerzos

De esta forma los diferentes cocientes tienen una significación especial:

- (RQD/J_n) , indica el tamaño de bloque.
- (J_r/J_a) , la resistencia al corte entre los bloques.
- (J_w/SRF) la influencia del estado tensional, de difícil interpretación.

En función del valor del Índice Q Barton clasifica a los macizos rocosos en las siguientes clases:

Tabla 16: Clasificación del macizo rocoso en base a los valores Q (Bartón y Lude, 1974)

Tipo de Roca	Q
Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Muy mala	0.1 - 1
Mala	1 - 4
Media	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy Buena	40 - 100



Extremadamente Buena	100 - 400
Excepcionalmente Buena	400 - 1000

2.2.6.6 Parámetros utilizados en el índice **de calidad de excavación de tuneles Q (Barton, 1974)**

- **J_n (Joint Set Number).**

El parámetro J_n , representa el número de familia de discontinuidades, frecuentemente son afectadas por foliaciones, esquistosidades, clivajes o estratificaciones, y así sucesivamente. Si se desarrolla fuertemente, estas discontinuidades paralelas deben ser contadas como una familia completa de discontinuidades.

Si existen pocas discontinuidades visibles u ocasionalmente trituradas en el testigo de roca, será contado como una familia de discontinuidades aleatorias.

La calificación de J_n es aproximadamente igual al cuadrado de número de familia de discontinuidades. En la Tabla 17 se aprecia las condiciones de las familias de discontinuidades y su valor J_n .

Tabla 17: Valores del Indice de Diaclasado J_n

Tabla Valores del Indice de Diaclasado J _n	
	J _n
A Roca masiva, sin diaclasar o con figuración escasa	0,5 - 1,0
B Una familia de diaclasas	2
C Una familia y algunas diaclasas aleatorias	3
D Dos familias de diaclasas	4
E Dos familias y algunas diaclasas aleatorias	6
F Tres familias de diaclasas	9
G Tres familias y algunas diaclasas aleatorias	12
H Cuatro o más familias, diaclasas aleatorias, roca muy fracturada, roca en terrones, etc.	15
I Roca triturada, terrosa	20

Nota:
 En secciones de túneles, se utiliza la expresión $(3 \cdot J_n)$
 En las bocas de los túneles, se utiliza la expresión $(2 \cdot J_n)$

- **Jr (Joint Roughness Number).**

Jr es un coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras presentes en el macizo rocoso, que puede variar de 0.5 (estructuras planas y pulidas) a 5 (estructuras poco persistentes espaciadas a más de 3 m). Jr debe ser obtenidos para la familia de discontinuidades críticamente pobres o discontinuidades con relleno arcilloso en una zona específica. La Tabla 18 nos muestra la condición de rugosidad y su valor Jr.

Tabla 18: Valores del Índice de Rugosidad de las Discontinuidades Jr

Tabla	
Valores del Índice de Rugosidad de las Discontinuidades J_r	
a) Contacto entre las dos caras de la discontinuidad	J_r
Contacto entre las dos caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm	
A Diaclasas discontinuas	4
B Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares	3
C Diaclasas onduladas, lisas	2
D Diaclasas onduladas, perfectamente lisas	1,5
E Diaclasas planas, rugosas o irregulares	1,5
F Diaclasas planas, lisas	1,0
G Diaclasas planas, perfectamente lisas	0,5
Nota:	
i) Las descripciones se refieren a caracterizaciones a pequeña escala y escala intermedia,	
c) No existe contacto entre las caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante	J_r
H Zona que contiene minerales arcillosos con un espesor suficiente para impedir el contacto De las caras de la discontinuidad.	1,0
I Zona arenosa, de gravas o triturada con un espesor suficiente para impedir el contacto Entre las dos caras de la discontinuidad.	1,0
Nota:	
ii) Si el espaciado de la principal familia de discontinuidades es superior a 3 m, se debe aumentar el índice Jr, en una unidad.	
iii) En el caso de diaclasas planas perfectamente lisas que presenten lineaciones, y que dichas lineaciones estén orientadas según la dirección de mínima resistencia, se puede utilizar el valor $J_r = 0,5$	

- **Ja (Joint Alteration Number).**

Ja, es un coeficiente asociado a la condición o grado de alteración de las estructuras presentes en el macizo rocoso, que puede variar de 0.75 (vetillas selladas en roca dura con rellenos resistentes y no degradables) a 20 (estructuras con rellenos potentes de arcilla). Ja debe ser obtenidos para la familia de discontinuidades críticamente pobres

o discontinuidades con relleno arcilloso en una zona específica. En la Tabla 19 podemos apreciar las condiciones de alteración de la discontinuidad y su valor J_a .

Tabla 19: Número de alteración de discontinuidad J_a

Valores del Índice de Alteración de los Discontinuidades J_a		
a) Contacto entre los planos de la discontinuidad (sin minerales de relleno intermedios)	ϕ_r	J_a
A Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimientos, impermeable, cuarzo.	-	0,75
B Planos de discontinuidades inalterados, superficies ligeramente manchadas.	25° - 35°	1,0
C Planos de discontinuidades ligeramente alterados. Presentan minerales no reblandecibles, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcillas, etc.	25° - 30°	2,0
D Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas Fracción pequeña de arcilla (no blanda).	25° - 30°	3,0
E Recubrimientos de arcillas blandas o de baja fricción, es decir, caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas.	8° - 16°	4,0
c) No se produce contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante (rellenos de mineral de gran espesor)	ϕ_r	J_a
J Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcillas (ver clases G, H e I para la descripción de las condiciones de las arcillas).	6° - 24°	6, 8 ó 8 - 12
K Zonas o bandas continuas de arcillas limosas o arenosas, con pequeñas fracciones de arcillas no reblandecibles.	-	5,0
L Zonas o bandas continuas de arcilla, de espesor grueso (Ver clases G, H e I para la descripción de las condiciones de las arcillas).	6° - 24°	10, 13 ó 13 - 12
<p>Nota: Los valores expresados para los parámetros J_r, J_a se aplican a las familias de diaclasas o discontinuidades que son menos favorables con relación a la estabilidad, tanto por la orientación de las mismas como por su resistencia al corte (esta resistencia puede evaluarse mediante la expresión: $T < \sigma_n \cdot \tan^{-1}(J_r / J_a)$)</p> $Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$		

- **J_w (Joint Water Reduction Factor).**

Factor de reducción en la discontinuidad por el agua (J_w) es la medición de la presión del agua, el cual tiene un efecto adverso en la resistencia al corte de discontinuidades, el valor de J_w debe corresponder a la condición futura del agua subterránea donde la erosión por filtración o lixiviación de productos químicos puede alterar la permeabilidad de la masa de roca significativamente. En la Tabla 20 se aprecia el factor de reducción en la discontinuidad por el agua y su valor J_w .

Tabla 20: Valores del Factor de Reducción por la Presencia de Agua J_w

Tabla Valores del Factor de Reducción por la Presencia de Agua J_w		
Clases de excavaciones con presencia de agua	Presión de Agua	J_w
A Excavaciones secas o pequeñas afluencias de forma localizada, inferiores a 5 l/min.	< 1	1,0
B Afluencia o presión medias, con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades.	1 - 2,5	0,66
C Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno.	2,5 - 10	0,5
D Afluencia importante o presión alta, produciéndose un lavado considerable de los rellenos de las diaclasas.	2,5 - 10	0,33
E Afluencia, excepcionalmente alta o presión elevada en el momento de realizar las voladuras, decreciendo con el tiempo	>10	0,2 - 0,1
F Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada de carácter persistente, sin disminución apreciable.	>10	0,1 - 0,05

SRF (Stress Reduction Factor).

El parámetro del factor de reducción de tensión (SRF) es una medida de:

- Presión de aflojamiento durante una excavación a través de zonas de cizallamiento y masas rocosas arcillosas.
- Tensión de roca σ_c/σ_1 en una masa rocosa competente donde σ_c es la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) del material de roca y σ_1 es la tensión principal mayor antes de la excavación.
- Las presiones de compresión o hinchamiento en las masas de roca incompetentes.

Tabla 21: Factor de reducción de tensión SRF

Tabla 8 :				
a) roca a medida que la excavación de túnel va avanzando				
			SRF (i)	
A	Múltiples zonas débiles, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, contorno muy suelta (a cualquier profundidad)		10	
B	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegradas químicas (profundidad de la excavación ≤ 5)		5	
C	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o rocas desintegradas químicas (profundidad de la excavación > 5)		2,5	
D	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libres de arcillas), contorno suelta (a cualquier profundidad)		7,5	
E	Zonas de fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación ≤ 50)		5,0	
F	Zonas de fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación > 50)		2,5	
G	Terreno suelto, diaclasas abiertas, fuertemente fracturado, en terreno (a cualquier profundidad)		5,0	
b) Rocas competentes, problemas tensionales en la roca				
		σ_c/σ_1	σ_3/σ_c	SRF
H	Tensiones pequeñas cerca de la superficie, diaclasas cerradas	> 200	$< 0,01$	2,5
I	Tensiones medias, condiciones tensionales favorables	200 - 10	0,01 - 0,3	1
J	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normales favorables para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastios	10 - 5	0,3 - 0,4	0,5 - 2
K	Lajamiento y estallido de la roca después de 1 a 5 años en rocas masivas.	5 - 3	0,5 - 0,65	5 - 50
L	Lajamiento y estallido de la roca después de algunos meses en rocas masivas	3 - 2	0,65 - 1	50 - 200
M	Estallidos violentos de la roca (deformación explosiva), deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2	> 1	200 - 400

2.2.6.7 Dimensión equivalente.

Para relacionar el valor del Índice Q con la fortificación requerida para asegurar la estabilidad de un desarrollo subterráneo, Barton et al. (1974)

Definieron un parámetro adicional que llamaron Dimensión Equivalente de la Excavación De. Este se obtiene empleando la ecuación 4, En una dimensión equivalente, el tramo o diámetro se utiliza para analizar el sostenimiento del techo y la altura de la pared para el sostenimiento de la pared.

La relación de sostenimiento de excavación (ESR) apropiada para una variedad de excavaciones subterráneas se enumera en la Tabla 22.

$$D_e = \frac{\text{Claro diámetro o altura (m)}}{ESR} \quad (4)$$

Donde, ESR corresponde la Razón de soporte (Excavation Support Ratio), cuyo valor relaciona el uso de la excavación y el nivel de seguridad requerido al sistema de soporte para mantener la estabilidad de la excavación. En la Tabla 22 se muestran los valores recomendados para ESR actualizados por Grimstad & Barton (1993).

Tabla 22: ESR (Excavación Suport Radio) de la clasificación Q (Bartón, 2000)

Valores del Parámetro ESR según el tipo de Excavación	
	ESR
A Labores mineras de carácter temporal.	2 - 5
B Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1,6 - 2,0
C Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1,2 - 1,3
D Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0,9 - 1,1
E Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0,5 - 0,8

2.2.6.8 Diseño de sostenimiento

El valor Q se relaciona con los requisitos de sostenimiento del túnel y con las dimensiones equivalentes de la excavación. La relación entre Q y la dimensión equivalente de una excavación determina las medidas de sostenimiento apropiadas, como se muestra en la Figura 10. Permiten definir la fortificación recomendada mediante el gráfico de estimación de soporte de Barton 2000, (ver figura 10)

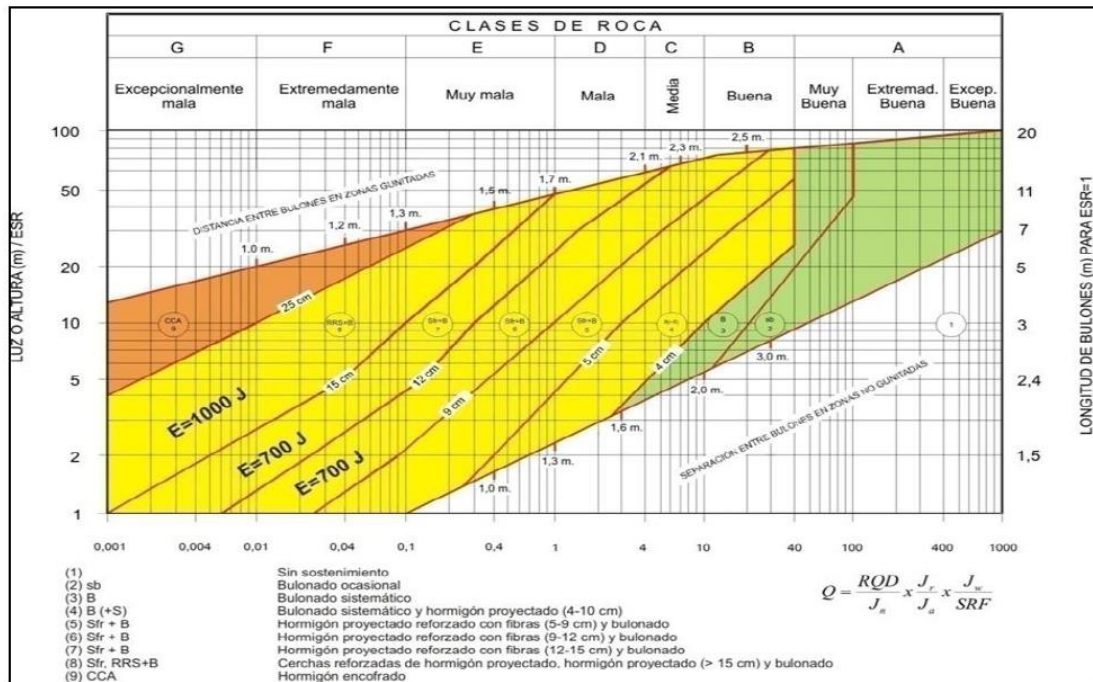


Figura 10 Ábaco para cálculo de soporte (Barton, 2000)

Tabla 23: Categorías de Sostenimiento del sistema Q. (Bartón, 2000)

Categorías de Sostenimiento	
1	Sin sostenimiento
2	Bulonado ocasional
3	Bulonado sistemático
4	Bulonado sistemáticos y hormigón proyectado (4 – 10)cm
5	Hormigón proyectado reforzado con fibras, (5-9)cm y bulonado
6	Hormigón proyectado reforzado con fibras, (9-12)cm y bulonado
7	Hormigón proyectado reforzado con fibras, (12-15)cm y bulonado
8	Cerchas reforzadas de hormigón proyectado, hormigón proyectado (>15)cm, y bulonado.
9	Hormigón encofrado

2.2.6.9 Correlaciones de RMR y Q

De acuerdo con la aplicación de los diferentes tipos de excavaciones, se han propuesto diferentes tipos de correlaciones entre el RMR el índice Q y el GSI, las más usadas en la ingeniería de túneles son:

Tabla 24: Correlación entre los sistemas de clasificación de macizo rocoso

Correlación
$RMR_{76} = 9 * \ln Q_{74} + 44$
$RMR_{76} = RMR_{89} - 5$
$RMR_{76} = GSI = RMR_{89} - 5$
$RMR_{14} = 1.1 * RMR_{89} + 2$



2.2.6.10 Índice de Resistencia Geológica GSI

El índice de resistencia geológica GSI, fue desarrollado para evaluar la resistencia del macizo rocoso mediante este criterio desarrollado por Hoek desde 1994. Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos.

El índice de resistencia geológica, GSI, fue desarrollado por (Hoek, E. & Bray, 1991), para subsanar los problemas detectados con el uso del índice RMR para evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown. Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos (Bieniawski, 1989)

La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas que se muestran en la tabla 25 y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos:

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V, $0 \leq \text{GSI} \leq 20$).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV, $20 < \text{GSI} \leq 40$).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III, $40 < \text{GSI} \leq 60$).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II, $60 < \text{GSI} \leq 80$).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I, $80 < \text{GSI} \leq 100$).

Tabla 25: Geomecánica GSI modificado (Hoek y Marinos, 2000)

(GSI) MODIFICADO		CONDICION SUPERFICIAL				
De los códigos de letra definidos que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades, seleccione el cuadro apropiado es esta tabla. Estime el valor típico del Índice Geológico de Resistencia GSI, de los contornos que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor por ejemplo 38.		MUY BUENA (extremadamente resistente, fresca superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas, (Rc > 250 MPa) (se astilla con golpes de picota)	BUENA (muy resistente, levemente alterada) discontinuidades rugosas, lev. alterada, manchas de oxidación, lig. abierta, (Rc 100 a 250 MPa) (se rompe con varios golpes de picota)	REGULAR (resistente, levemente alterada) discontinuidades lisas, rompedamente alterada, (se rompe con uno o dos golpes de picota)	POBRE (moderadamente resist. moderam. alter.) superficie pulida o con estraciones, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (Rc 25 a 50 MPa), (se indema superficialmente)	MUY POBRE (blanda, muy alterada) Superficie pulida y estrada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas, (Rc < 25 MPa) (se disgrega o indenta superficialmente)
ESTRUCTURA						
	LEVEMENTE FRACTURADA Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí (RQD 75 - 90%) (2 a 6 fracturas por metro) (RQD = 115 - 3.3 Jn)	95	90	85	80	75
	MODERADAMENTE FRACTURADA Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (6 a 12 fracturas por metro)	85	80	75	70	65
	MUY FRACTURADA Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%) (12 a 20 fracturas por metro)	75	70	65	60	55
	INTENSAMENTE FRACTURADA Pegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares. (RQD 0 - 25%) (Más de 20 fracturas por metro)	65	60	55	50	45
	TRITURADA O BRECHADA Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD)	55	50	45	40	35
		45	40	35	30	25
		35	30	25	20	15
		25	20	15	10	5

Para efectos netamente prácticos, la aplicación del índice G.S.I. En la mina está basado en el uso de los siguientes parámetros Geomecánicos.

Condición de las discontinuidades. - Esta condición de las discontinuidades está controlada por:

- Orientación y sistemas de las mismas
- Espaciamiento y persistencia.

Para esta condición se determina, tanto la cantidad de fallas en determinada longitud, como las Fracturas por metro lineal.

La clasificación según su estructura o discontinuidades varía de:

- **Levemente fracturada. (LF)** Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí.
- **Moderadamente fracturada. (F).** Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales.



- **Muy fracturada (MF).** Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades.
- **Intensamente fracturada (IF).** Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptadas, formando bloques angulosos o irregulares.
- **Triturada o Brechada (T).** Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota, con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados.

Condición de resistencia está dada por:

Grado de alteración de la roca y relleno de las discontinuidades, rugosidad y ondulación de las discontinuidades y su abertura, para determinar se realizan ensayos en laboratorios, o golpes con la picota del geólogo.

La clasificación según sus condiciones superficiales o resistencia varía de:

Muy buena (MB). (Muy resistente, fresca).

- Superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas.
- ($R_c > 250$ MPa) (Se astilla con golpes de picota)

Buena (B) (Resistente, levemente alterada).

- Discontinuidades rugosas, levemente alteradas, manchas de oxidación, ligeramente abierta.
- (R_c 100 a 250 MPa) (Se rompe con varios golpes de picota)

Regular (R) (Moderadamente resistente, leve a moderadamente alterada).

- Discontinuidades lisas, moderadamente alteradas, ligeramente abiertas.
- (R_c 50 a 100 MPa) (Se rompe con uno o dos golpes de picota)

Pobre (P) (Blanda, muy alterada).

- Superficie pulida o con estriaciones, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca.
- (R_c 25 a 50 MPa) (Se indenta superficialmente con un golpe de picota)

Muy pobre (MP) (Muy blanda, extremadamente alterada).

- Superficie pulida y estriada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas.
- ($R_c < 25$ MPa) (Se disgrega o indenta más de 5.0 mm. con un golpe de picota)

Su aplicación permite obtener una clasificación geológica muy simple como, por ejemplo: fracturada, regular (F/R) o muy fracturada, muy pobre (MF/MP) y mediante la tabla de

Ábacos del G.S.I. relacionar a esa descripción con los valores aproximados de los Índices RMR

Sin factores influyentes:

Para determinar los factores propios de la roca se procede a medir la cantidad de fracturas por metro lineal (estructura) y la resistencia de la roca mediante golpes de picota con las que se rompe o se intenta, también la coordinación de las fracturas, abertura, relleno y alteración (condición superficial).

Con factores influyentes:

La presencia de agua, orientaciones desfavorables de las discontinuidades, ocurrencia de esfuerzo (encamparse, labores cercanas entre sí, presencia y cercanía a fallas) y demoras en la instalación de sostenimiento que afecten a un determinado.

Tabla 26: Geomecánica GSI modificado (Hoek y Marinos, 2000)

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL				
Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de las paredes y relleno de las discontinuidades.		MUY BUENA (extremadamente resistente, fresca) superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas. (Rc > 250 MPa) (se astilla con golpes de picota)	BUENA (muy resistente, levemente alterada) discontinuidades rugosas, lev. alterada, manchas de oxidación, lig. abierta. (Rc 100 a 250 MPa) (se rompe con varios golpes de picota)	REGULAR (resistente, levemente alterada) discontinuidades lisas, moderadamente alterada, ligeramente abierta. (Rc 50 a 100 MPa) (se rompe con uno o dos golpes de picota)	POBRE (moderadamente resist. moderam. alter.) superficie pulida o con estrías, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (Rc 25 a 50 MPa), (se indenta superficialmente)	MUY POBRE (blanda, muy alterada) Superficie pulida y estriada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas. (Rc < 25 MPa) (se disgrega o indenta superficialmente)
ESTRUCTURA						
	LEVEMENTE FRACTURADA Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí (RQD 75 - 90%) (2 a 6 fracturas por metro) (RQD = 115 - 3.3 Jn)	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP
	MODERADAMENTE FRACTURADA Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (6 a 12 fracturas por metro)	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP
	MUY FRACTURADA Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%) (12 a 20 fracturas por metro)	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
	INTENSAMENTE FRACTURADA Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares. (RQD 0 -25%) (Más de 20 fracturas por metro)	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
	TRITURADA O BRECHADA Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD)	T/MB	T/B	T/R	T/P	T/MP

2.2.6.11 Método por estimación de la magnitud de los esfuerzos por relaciones empíricas.

Cuando se dispone de datos suficientes de medidas de tensiones, se puede establecer las relaciones entre las tensiones verticales y horizontales y su variación con la profundidad (Figura 11).

Según (Hoek, Kaiser and Brawden, 1993) la roca en profundidad está sometida a esfuerzos resultantes del peso de los estratos sobreyacentes o llamados esfuerzos gravitacionales y a los esfuerzos de origen tectónicos. Cuando una abertura minera es excavada en esta roca, el campo de esfuerzos es disturbado localmente y un nuevo estado de esfuerzos es inducido en la roca circundante a la abertura. El esfuerzo in-situ vertical (σ_v) es estimado a partir de la siguiente ecuación:

$$\sigma_v = \gamma z \text{ ó } \sigma_v = \rho g Z$$

Dónde:

- σ_v : Esfuerzo vertical
- γ : Peso unitario de la roca sobreyacentes
- Z : Profundidad por debajo de la superficie
- ρ : densidad de la roca
- g : fuerza de la gravedad

Las mediciones de los esfuerzos verticales en varias obras de ingeniería minera y civil en el mundo, confirman que esta relación es válida, a pesar de que, tal como se ilustra en la Figura 11, hay una cantidad significativa de dispersión en las mediciones. Su magnitud es del orden de 0.027 MPa /m (1 MPa \approx 40m).

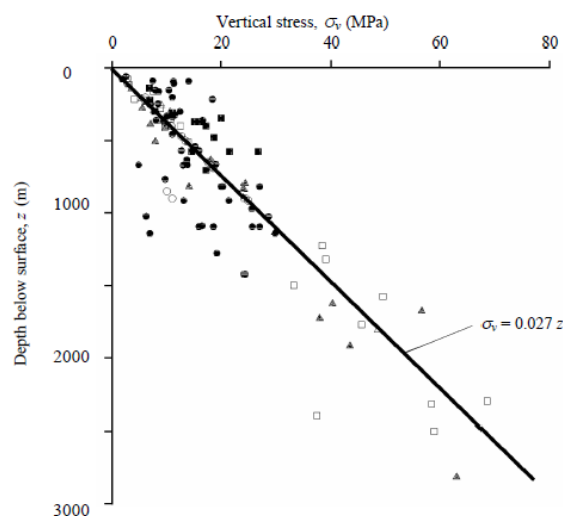


Figura 11 Medición de esfuerzos verticales (Brown y Hoek, 1978)

Los esfuerzos horizontales que actúan sobre un elemento de roca a una profundidad z por debajo de la superficie son mucho más difíciles de estimar que los esfuerzos verticales; Normalmente, la relación entre el esfuerzo horizontal promedio y el esfuerzo vertical es denotado por la letra k de manera que:

$$\sigma_h = k\sigma_v$$

Estimación de esfuerzos in situ

Según (Sheorey, 1994) desarrolló un modelo de esfuerzos térmico elasto-estático de la tierra. Este modelo considera la curvatura de la corteza y la variación de constantes elásticas, coeficientes de dilatación térmica y densidad a través de la corteza y el manto. La ecuación simplificada que puede ser utilizada para estimar la relación entre esfuerzos horizontales y verticales k , es:

$$k = 0.25 + 7E_h[0.001 + 1/z]$$

Dónde: z (m) profundidad debajo de la superficie y E_h es el módulo de elasticidad promedio en GPa de la roca de cobertura medido en la dirección horizontal.

Un gráfico de esta ecuación está dado en la Figura 12 para un rango del módulo de deformación. Las curvas que relacionan a k con la profundidad debajo de la superficie z son similares a las publicadas por (Brown & Hoek, 1978) y (Herger, 1988) y otros para esfuerzos in-situ medidos. De aquí se considera que la ecuación anterior proporciona una base sólida para estimar el valor de k .

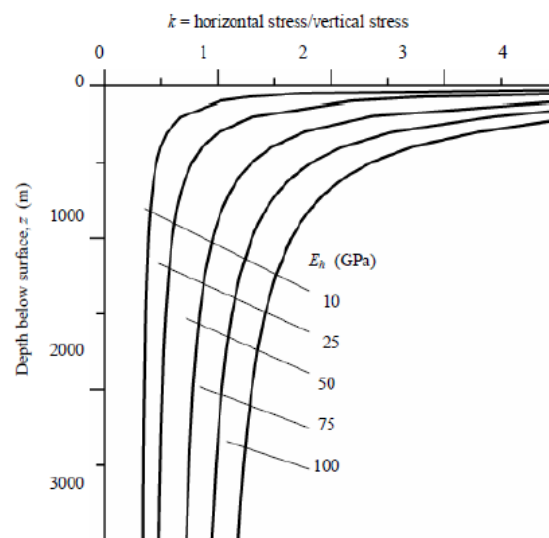


Figura 12 esfuerzo horizontal y vertical para diferentes Módulos de Elasticidad (E_h) basado en la Ecuación de (Sheorey, 1994)

Tabla 27: Criterios empíricos para la estimación del módulo de deformación de macizos rocosos (Hoek & Brown, 1980)

Criterio	Aplicación	Observaciones
$E_{rm} = 2 * RMR - 100$ <p>(Bieniawski, 1978)</p>	<ul style="list-style-type: none"> Válido para macizos rocosos de buena calidad, RMR > 50 – 55. No válido para macizos rocosos de baja calidad. 	<ul style="list-style-type: none"> No tienen en cuenta los datos de laboratorio.
$E_{rm} = 10^{\frac{(RMR-10)}{40}}$ <p>(Serafim y Pereira, 1983)</p>	<ul style="list-style-type: none"> Para macizos rocosos de calidad media a baja (10 < RMR < 50). Espacialmente válido para el rango de 1 < E < 10 GPa. Para macizos rocosos de calidad baja a muy baja se sobreestima el valor de E. 	<ul style="list-style-type: none"> E no es función del valor de σ_{ci} ni de E_i.
$E_{rm} = \left(1 - \frac{D}{2}\right) * \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} * 10^{\frac{GSI-10}{40}}$ <p>(Hoek, 2002)</p>	<ul style="list-style-type: none"> Válido para macizos rocosos débiles o blandos de calidad baja a muy baja y matriz rocosa con $\sigma_{ci} < 100$ MPa. Para $\sigma_{ci} > 100$ MPa la ecuación se reduce a: $E_{rm} = \left(1 - \frac{D}{2}\right) * 10^{\frac{GSI-10}{40}}$	<ul style="list-style-type: none"> E es función del valor de σ_{ci}.
$E_{rm} = E_i * \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60+15D-GSI}{11}}}\right)$ <p>(Hoek & Diederichs, 2005)</p>	<ul style="list-style-type: none"> Si no se cuentan con valores de E_i, este puede ser estimado usando la siguiente ecuación: $E_i = MR * \sigma_{ci}$	<ul style="list-style-type: none"> E es función del valor de E_i.

2.2.6.12. Clasificación Del Sostenimiento

Los cálculos se determinan mediante los datos de campo Labor zona de mineral que se recopila en el cuadro datos de mapeo geomecánico: Clasificación de macizo rocoso para Minado subterránea.

Tabla 28: Clasificación para Túneles sobre 8 metros de Claro

Tabla Clasificación para Túneles sobre 8 metros de Claro										
	Clase 1	Clase 2			Clase 3			Clase 4		
Descripción de roca	Roca extremadamente fuerte a fuerte, fresca a suavemente meteorizada.	Roca extremadamente fuerte a fuerte, fresca a moderadamente meteorizada. Ancho a moderadamente ancho espaciado del fracturamiento.			Roca extremadamente fuerte a fuerte, fresca a suavemente meteorizada. Ancho a moderadamente ancho espaciado del fracturamiento. Impermeable a moderadamente impermeable.			Roca extremadamente fuerte a fuerte, fresca a suavemente meteorizada. Ancho a moderadamente ancho espaciado de fracturas. Impermeable a moderadamente impermeable.		
Perfil del túnel	Perfil per forado obtenido a un moderado sobre-quebre por juntas en el techo y la parte superior de las paredes.	Moderado a fuerte sobre-quebre en juntas parte superior de las paredes. Moderado sobre-quebre en juntas del techo.			Moderado a fuerte sobre-quebre en fracturas de techo. Moderado sobre-quebre en juntas de parte alta de la pared.			Perfil con fracturado con severo sobre-quebre. Tamaño medio de los bloques definidos por el espaciado de juntas a 400mm o menos.		
Carácter de la masa de roca	Escaso a aislado desatado de masa rocosa por voladura.	Desatado de rocas en parte baja de la caja requiere retención.			Desatado de roca (Planchones) en el techo requiere retención.			Generalmente desatado en voladura con facilidad por desmoronamiento continuado después de que el material suelto es removido.		
Claro del túnel	Sobre 8 m	<3 m	3 a 5 m	5 a 8 m	<3 m	3 a 5 m	5 a 8 m	<3 m	3 a 5 m	5 a 8 m
Longitud de los pernos	No requiere soporte	1,5 m	2,0 m	3,0 m	1,5 m	2,0 m	3,0 m	1,5 m	2,0 m	3,0 m
Arreglo del Espaciado	-	1,5 m	2,0 m	2,5 m	1,5 m	2,0 m	2,5 m	0,75 m	1,0 m	1,5 m
Orientación de los pernos	-	Radial			Vertical			Radial		

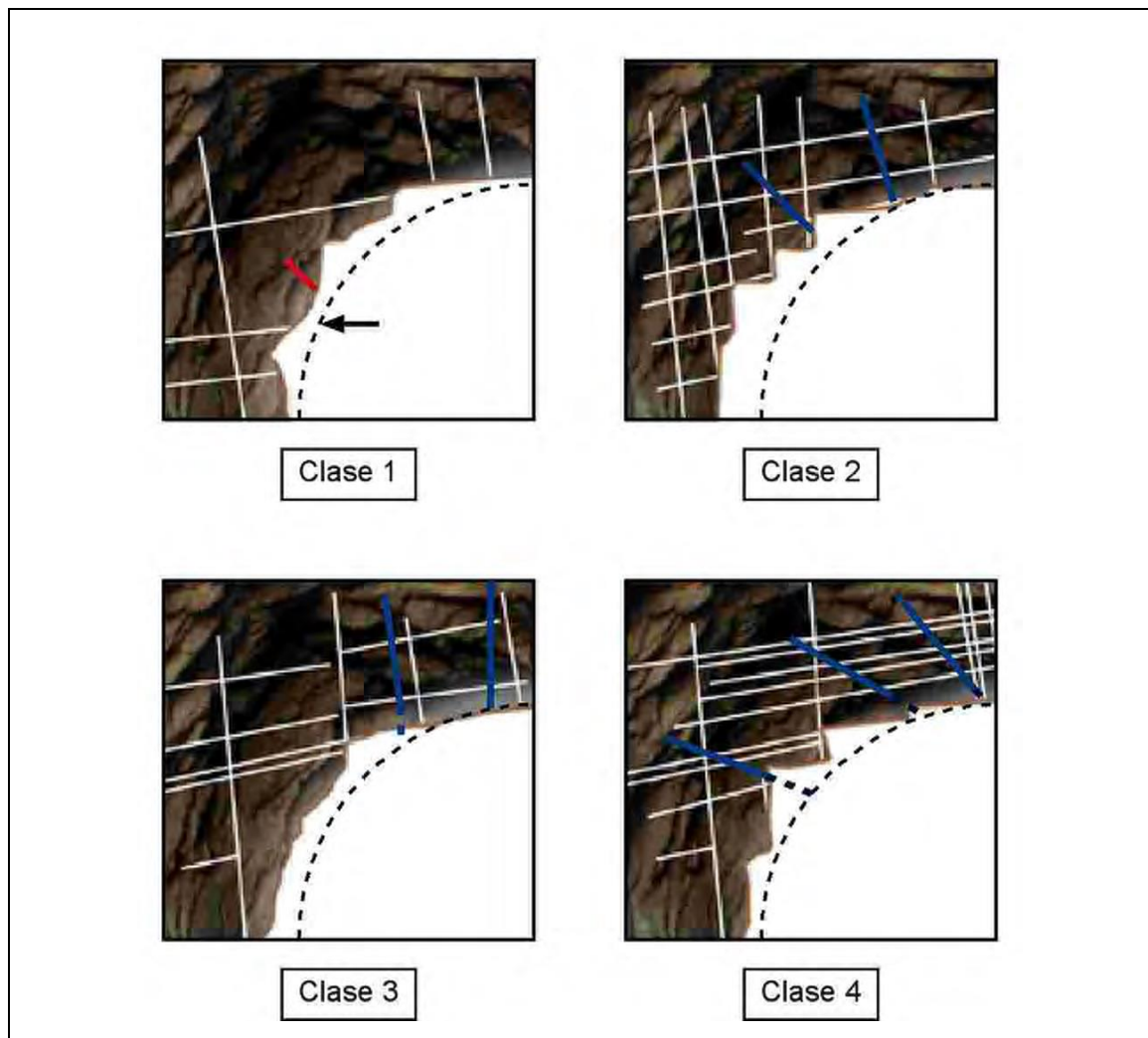


Figura 13 Clases de Condiciones del Terreno

2.2.7 Criterios de falla de Hoek y Brown (1992)

El criterio de falla original de Hoek y Brown fue publicado en 1980 y, basados en la experiencia del uso de este criterio en un número de proyectos, se publicó una versión actualizada en 1988 (Hoek y Brown, 1988) y en 1992 se publicó un criterio modificado (Hoek et. al., 1992).

La forma más general del criterio de Hoek-Brown, que incorpora tanto la forma original como la forma modificada, está dada por la ecuación:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_0 \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_c} + S \right)^a \quad \text{Ec. (1)}$$

Donde:

m_b = Es el valor de la constante m para la masa rocosa

s y a = Son constantes que dependen de las características de la masa rocosa σ_c =

Es la resistencia compresiva uniaxial de las piezas de roca intacta. σ_1' y σ_3' = Son

respectivamente los esfuerzos efectivos principales axial y confinante.

Para masas rocosas de BUENA a RAZONABLE calidad, la falla puede ser definida estableciendo $\alpha = 0.5$ en la Ec. (1), dando:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_0 \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_c} + S \right)^{1/2} \quad \text{Ec. (2)}$$

Para masas rocosas de MALA calidad, la masa rocosa no tiene resistencia a la tracción o “cohesión” y los especímenes fallarán sin confinamiento. Para tales masas rocosas, es más apropiado el criterio modificado y este es obtenido haciendo $S = 0$ en la Ec. (1), lo cual da:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_c \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_c} \right)^a \quad \text{Ec. (3)}$$

Las Ecs. 2 y 3 no son de valor práctico a menos que los valores de las constantes del material m_b , s y a puedan ser estimados de alguna manera.

Hoek y Brown (1988) sugirieron que estas constantes podrían ser estimadas a partir de la versión de 1976 de la Valoración de la masa rocosa (RMR) de Bieniawski, asumiendo condiciones completamente secas y orientaciones muy favorables de las juntas.

Mientras que este proceso es aceptable para masas rocosas con valores de RMR de más de 25, este no trabaja para masas rocosas de muy mala calidad, desde que el valor mínimo que RMR puede adoptar es 8.

A fin de superar esta limitación, se introduce un nuevo índice llamado Índice de Resistencia Geológica (GSI). Los valores del GSI varían desde cerca de 10, para masas rocosas extremadamente malas, hasta 100, para la roca intacta.

Las relaciones entre m_b/m_i , s y a y el Índice de Resistencia Geológica (GSI) son como siguen:

Para GSI > 25 (Masa rocosa no disturbada)

$$m_b/m_i = \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right) \quad \text{Ec. (4)}$$

$$S = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right) \quad \text{Ec. (5)}$$

$$a = 0.5 \quad \text{Ec. (6)}$$

Para GSI < 25 (Masa rocosa no disturbada)

$$s = 0 \quad \text{Ec. (7)}$$

$$a = 0.65 - \frac{GSI}{200} \quad \text{Ec. (8)}$$

En términos del criterio de falla de Mohr-Coulomb, se estima un conjunto equivalente de parámetros de cohesión y fricción para valores Hoek-Brown dados, lo cual puede hacerse utilizando una solución publicada por Balmer (1952), en la cual los esfuerzos normales y de corte son expresados en términos de los correspondientes esfuerzos normales como sigue:

$$\sigma_n = \sigma_3 + \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{\partial\sigma_1/\partial\sigma_3 + 1} \quad \text{Ec. (9)}$$

$$\tau = (\sigma_n - \sigma_3) \sqrt{\partial\sigma_1/\partial\sigma_3} \quad \text{Ec. (10)}$$

Para GSI > 25, cuando $a = 0.5$

$$\frac{\partial \sigma_1}{\partial \sigma_3} = 1 = \frac{m_b \sigma_c}{2(\sigma_1 - \sigma_3)} \quad \text{Ec. (11)}$$

Para $GSI < 25$, cuando $a = 0$

$$\frac{\partial \sigma_1}{\partial \sigma_3} = 1 + am_b^a \left(\frac{\sigma_3}{\sigma_c} \right)^{a-1} \quad \text{Ec. (12)}$$

Una vez calculados un conjunto de valores (σ_n, τ) , a partir de las Ecs. 9 y 10, se puede calcular mediante análisis de regresión lineal, valores promedios de la cohesión “c” y del ángulo de fricción “ ϕ ”, en la cual el mejor ajuste de la línea recta es calculado para el rango de pares (σ_n, τ) .

La resistencia compresiva uniaxial de la masa rocosa definida por una resistencia cohesiva c y un ángulo de fricción dada por:

$$\sigma_{cm} = \frac{2c \cos \phi}{1 - \sin \phi} \quad \text{Ec. (13)}$$

2.2.8. Ensayos de laboratorio

Las muestras obtenidas por los diferentes procesos de extracción son llevadas a laboratorio para la realización de ensayos. Los principales objetivos de hacer ensayos de laboratorio son de brindar una clasificación exacta del material extraído y determinar parámetros cualitativos y cuantitativos que representen el comportamiento mecánico y en algunos casos el comportamiento químico del material rocoso. (Suarez, 2013).

2.2.8.1 Peso unitario y densidad.

El peso unitario de una roca, γ , es definida como la relación entre el peso (W) y el volumen total (VT) de la muestra.

$$\gamma = \frac{W}{V_T}$$

La densidad de una roca, ρ , es definida como la relación entre la masa (M) y el volumen total (VT) de la roca. (Read & Stacey, 2009).

$$\rho = \frac{M}{V_T}$$

La medida de la masa de la muestra de material rocoso es directa a través de una balanza, sin embargo la medida del volumen bruto de la muestra puede abordarse por dos métodos. Dependiendo del tipo de muestra que se dispone; estos son: por medidas con calibrador para cuerpos de prueba de forma geométrica regular, en el cual se considera el volumen del material; y por el principio de Arquímedes para muestras de formas irregulares con la utilización de una balanza hidrométrica. (Suarez, 2013).

2.2.8.2 Ensayo de resistencia compresión simple.

Este ensayo permite determinar la resistencia uniaxial no confinada de la roca (σ_c). Es un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia. La relación entre los esfuerzos aplicados en el ensayo es: $\sigma_1 \neq 0$; $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$. (Gonzales de Vallejo, 2002).

La internacional Society of Rock Mechanics (ISRM, 1981), establece una serie de recomendaciones con respecto a la preparación de las probetas:

- Las probetas deben ser cilíndricas con una relación longitud/diámetro de 2.5 a 3.0. y con $D > 54$ mm. El diámetro D será al menos 10 veces mayor que el mayor tamaño de grano de la roca como mínimo de 10 a 1. El ensayo principalmente orientado a la clasificación de rocas de acuerdo a su resistencia compresiva y se utiliza para la clasificación del macizo rocoso.
- La resistencia a la compresión simple o uniaxial es normalmente definida como el esfuerzo necesario para romper un espécimen cilíndrico de roca sin confinamiento lateral (Figura 16). La verdadera falla debido a la compresión en una roca sólo puede ocurrir a través del colapso interno de la estructura rocosa debido a la compresión de los espacios porosos dando por resultado el fracturamiento de granos.

La resistencia a la compresión uniaxial se determina mediante la siguiente fórmula:

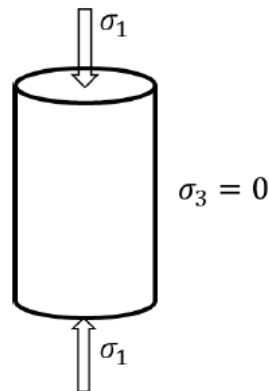


Figura 14 Compresión simple o uniaxial.

$$\sigma_c = \frac{P}{A} = \frac{4P}{\pi D^2}$$

Si la relación longitud/diámetro (L/D) es menor que 2 se hace una corrección al esfuerzo, entonces la resistencia se calcula mediante la siguiente expresión:

$$\sigma_{cc} = \frac{P}{\left[0.88 + \left(\frac{0.24D}{h}\right)\right]}$$

Dónde:

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial de la muestra (Mpa ó Kgf/cm²).

σ_{cc} : Resistencia a la compresión uniaxial corregida de muestra (Mpa ó Kgf/cm²).

P : Carga pico de roca (Kg).

A : Área de la sección inicial de la muestra (cm²).

D : Diámetro de la probeta o espécimen de roca (cm).

h : Altura de la probeta o espécimen (cm).

Se ha establecido las clasificaciones a partir de la resistencia de compresión uniaxial de: Sociedad Internacional de Mecánica de rocas 1981, Geological Society of London 1970 y Bieniawski 1973,

2.2.8.3 Ensayo de Carga Puntual

El ensayo de carga puntual tiene como objetivo estimar la resistencia a la compresión simple de manera indirecta, mediante la obtención del índice IS₍₅₀₎ en muestras de rocas regulares e irregulares. Es un ensayo muy sencillo de ejecución rápida y bajo costo. La resistencia a la compresión simple (UCS) se determina de la siguiente manera:

- En primer lugar, se debe determinar el diámetro equivalente (De) según el tipo de ensayo ejecutado diametral, axial o irregular. Para mayor detalle del cálculo de este parámetro revisar figura 15.
- En segundo lugar, se debe determinar el valor de Is a partir del valor de carga de ruptura (P) y el diámetro equivalente (De)

$$I_s = \left(\frac{P}{D_e^2} \right)$$

- En tercer lugar, dado que el valor Is es una función del parámetro De, se debe aplicar una corrección para obtener un valor único de resistencia, el cual es denominado Is₍₅₀₎ y representa un valor medido a partir de un ensayo de carga puntual diametral en una muestra con un diámetro de 50 mm, dicho valor se obtiene de la siguiente manera:

$$I_{s(50)} = \left(\frac{D_e}{50} \right)^{0.45} * \left(\frac{P}{D_e^2} \right)$$

- Finalmente, para estimar el valor de la resistencia a la compresión simple es necesario contar con el factor de conversión K, el cual puede variar de 10 a 50 de acuerdo al tipo de roca. Por ello, es recomendable realizar una serie de ensayos de compresión simple y carga puntual sobre una determinada muestra y así poder determinar el factor de conversión K adecuado para cada dicho tipo de roca. Una vez determinado y calibrado el factor K, el valor de UCS se estima de la siguiente manera:

$$\sigma_c = K I_{s(50)}$$

Dónde:

Is₍₅₀₎ : Índice de carga puntual corregido para diámetro de 50 mm (MPa).

σ_c : Resistencia a la compresión simple estimada a partir del Is₍₅₀₎ (MPa).

K : Factor de conversión.

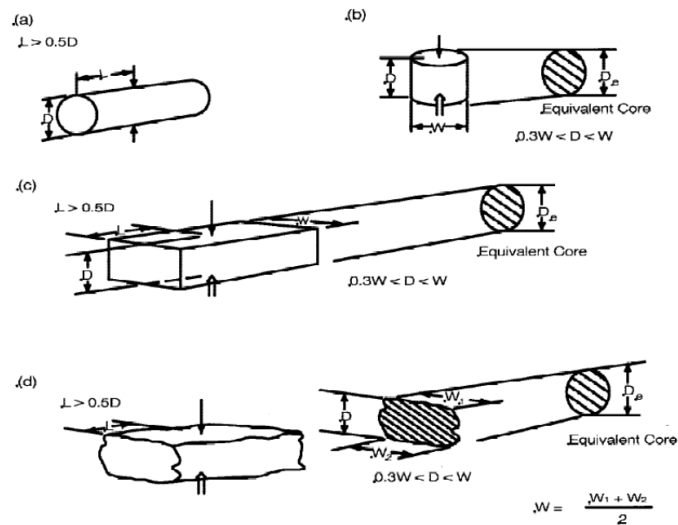


Figura 15 Configuración de carga y requerimientos en la forma de los testigos (Gonzales de vallejo, 2002)

(a) muestra diametral, (b) muestra axial, (c) bloque y (d) muestra irregular. L = largo, W = ancho, D = diámetro, y D_e = diámetro del núcleo equivalente

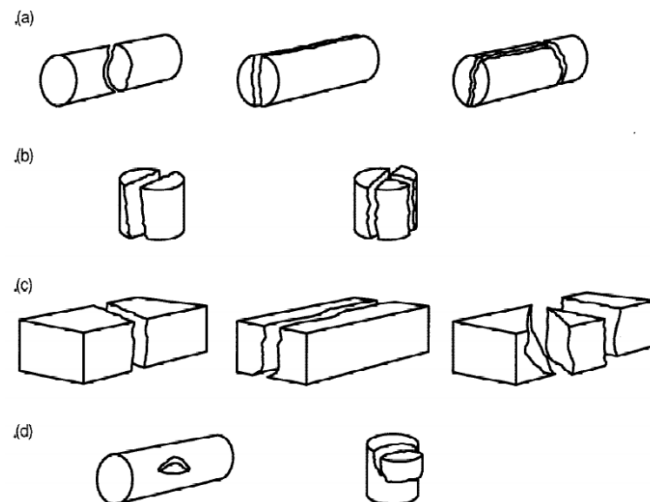


Figura 16 Modos típicos de falla para muestras válidas e inválidas (Gonzales de vallejo, 2002)

(a) muestras diametrales válidas; (b) muestras axiales válidas; (c) bloques válidos; (d) muestras inválidas.

2.2.8.4 Ensayos en superficies de discontinuidades.

A. Mesa inclinada.

Stimpson (1981) observó que en muchas ocasiones resulta mucho más sencillo contar con testigos de sondeo (muestras cilíndricas de roca) que con bloques o placas tales como las que indicaba Barton. Así propuso realizar el ensayo de inclinación con tres

testigos o probetas dejando que una de ellas deslizará sobre las otras dos y midiendo el ángulo inclinación “ α ” en el momento de comienzo del deslizamiento. A partir de la configuración geométrica del ensayo, Stimpson demostró que el ángulo de fricción básico de la roca de los testigos se podía calcular como:

$$\varphi_b = \arctan\left(\frac{2}{\sqrt{3}} * \tan\alpha\right)$$

2.3 ANALISIS DE ESTABILIDAD DE CUÑAS

Para que un bloque de roca pueda caerse del techo o de las paredes de una excavación, se necesita que quede separado del macizo circundante, cuando menos en tres discontinuidades estructurales que se intercepten, como se ilustra en la figura 17.

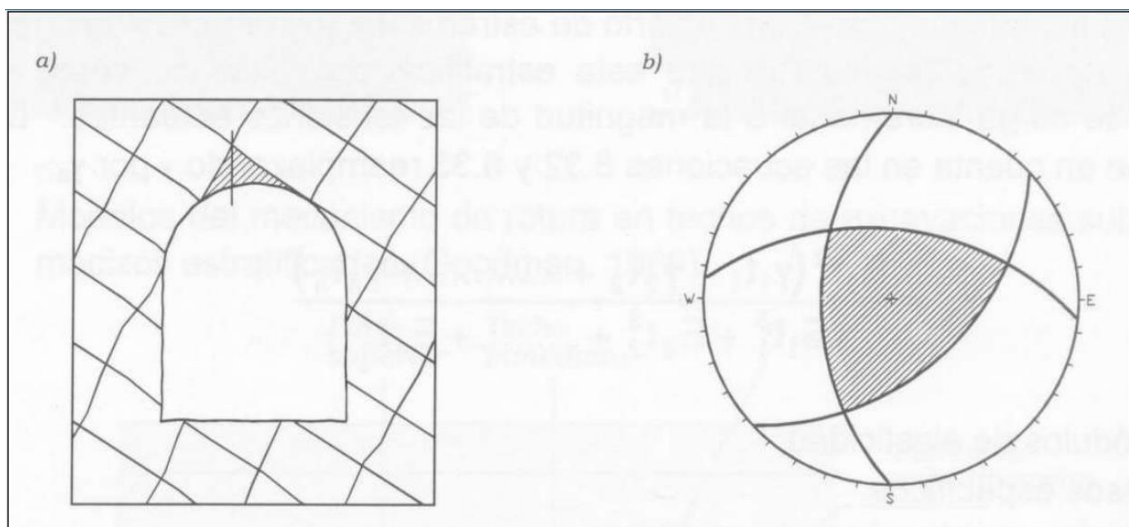


Figura 17 Condiciones necesarias para que se pueda producir la caída sin deslizamiento de una cuña desde el techo (Hoek y Brown, 1980)

- a) Cuña formada en el techo de una excavación.
- b) Proyección estereográfica de los planos de diaclasas que forman la cuña inestable de roca.

Si tres fisuras se interceptan para formar una cuña en el techo de una excavación subterránea pero la línea vertical que pasa por el vértice de la misma no cae dentro de la base de la cuña, el debilitamiento sólo puede ocurrir con fricción sobre uno de los planos de fisura o sobre una de las líneas de intersección. Esta condición se representa

estereográficamente si la figura de intersecciones formada por los tres grandes círculos cae a un lado del centro de la red.

Una condición adicional que tendrá que ser tomada en cuenta para que la cuña se pueda deslizar, es que el plano o línea de intersección sobre la cual se deslice tenga una inclinación mayor que el ángulo de fricción interna ($\beta > \Phi$).

Esta condición se cumplirá si cuando menos una parte de la figura de intersección cae dentro de un círculo que se logra al descontar de la circunferencia exterior de la red la cantidad de divisiones de grados que corresponden al ángulo de fricción interna ($e > \phi$) como se ilustra en la figura 18.

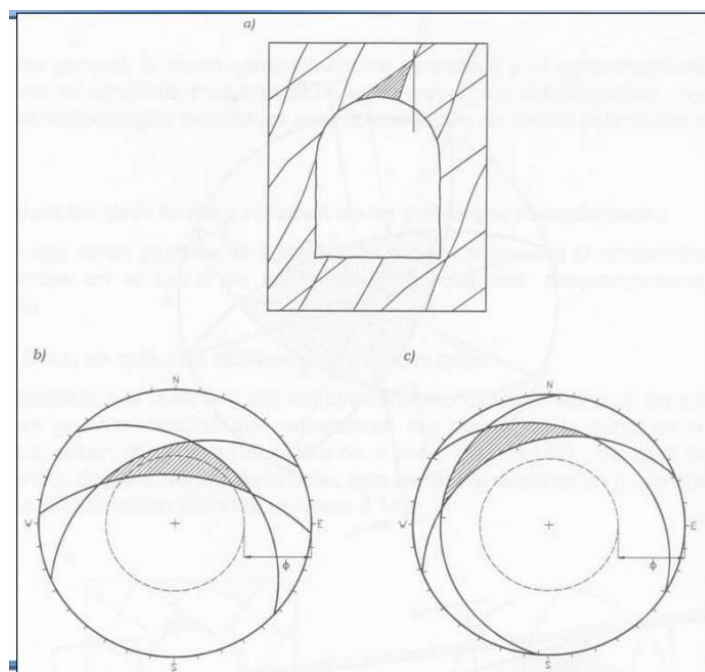


Figura 18 Condiciones necesarias para que se produzca la caída por deslizamiento de una cuña desde el techo (Hoek y Brown, 1980)

- a) Cuñas formadas en el techo de una excavación subterránea.
- b) Condición inestable.
- c) Condición estable.



2.4 DEFINICIONES CONCEPTUALES

2.4.1. Macizo rocoso.

Es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como Diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales (SNMPE, 2004).

2.4.2. Matriz rocosa.

Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral (Gonzales de Vallejo, 2002).

2.4.3. Alteración.

La alteración de la roca o más propiamente dicha, alteración hidrotermal, se produce por la ascensión de fluidos o gases magmáticos a altas temperaturas a través de fracturas o zonas de falla. Éstos afectan a los rellenos de las zonas de falla y sus cajas, originando reemplazamientos y rellenos, que modifican las condiciones del macizo rocoso en los cuales se emplazan. (SNMPE, 2004).

2.4.4 Discontinuidad.

Una discontinuidad es una superficie del macizo rocoso que está abierta o puede abrirse fácilmente a causa de tenciones inducidas por la excavación. Las superficies de discontinuidad aparecen durante la formación de la roca (planos de estratificación, laminación, foliación, disyunción, etc.) o posteriormente por causas tectónicas (esquistosidad, pizarrosidad y las fracturas: fallas y las diaclasas), estas últimas denominadas vulgarmente “juntas”. (Jorda, 2013).

2.4.5 Orientación.

Es la posición de la discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por la dirección de buzamiento y el buzamiento de la línea de máxima pendiente en el plano de la discontinuidad. (ITGE, 1987).



2.4.6. Meteorización.

Denominada también intemperización, está relacionada con la modificación que sufre la superficie de la roca o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos. El grado de la meteorización dependerá de las condiciones climatológicas, morfológicas y la composición de la masa rocosa. La meteorización se divide en meteorización física, química y biológica (SNMPE, 2004).

2.4.7. Factor de seguridad.

El Factor de Seguridad es una medida determinista de la relación entre las fuerzas de resistencia (capacidad) y las fuerzas impulsoras (demanda) del sistema en su entorno considerado. El factor de seguridad es el criterio más básico de diseño aceptado en la ingeniería. En geomecánica saltó a la fama a mediados del siglo 20, cuando la ingeniería geotécnica se desarrolló como una disciplina de ingeniería independiente en 1940 (Read & Stacey, 2009).



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 TIPO DE INVESTIGACION

El tipo de investigación es descriptivo, se realizará un estudio de tipo cualitativo, no experimental.

3.2 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

Descriptivo. Porque describe características del macizo rocoso su finalidad es describir y/o estimar parámetros, se describen frecuencias y/o promedios, y procedimientos.

La metodología de investigación, por el diseño de investigación es una investigación de campo, ya que “consiste en la recolección de datos directamente. Las variables por su naturaleza son cuantitativas porque usamos valores numéricos para evaluar la calidad del macizo rocoso.

3.3. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

3.3.1. Trabajo de Gabinete.

En esta primera etapa consiste en la recopilación de estudios previos de la zona y/o alrededores con ayuda de boletines de INGEMMET, para darnos idea de la geología presente en la zona de estudio.

3.3.2. Recopilación y Revisión de Información Bibliográfica.

Todo el material bibliográfico recopilado y disponible fue y sigue siendo analizado, la búsqueda de información consistió en recurrir a diversas fuentes tales como bibliotecas, hemerotecas, informes relacionados a la investigación, modelos de mapas geológicos; así como la búsqueda de temas relacionados a la materia de investigación a través de los navegadores de red (internet).



3.3.3 Investigaciones de campo

Las investigaciones de campo constituyen la parte esencial de los estudios geológicos-geotécnicos necesarios para un proyecto de estabilidad de excavaciones subterráneas. De ellos se obtienen los parámetros y propiedades que definen las condiciones del macizo rocoso.

El objetivo de las investigaciones de campo es conocer y cuantificar las condiciones de los materiales con los que se van a trabajar, ya que estos pueden afectar la estabilidad de una excavación subterránea.

3.3.3.1 Caracterización estructural

Para caracterizar un macizo rocoso donde se pretende insertar una excavación, se requiere conocer los parámetros básicos de la roca y de las discontinuidades, así como la estructura del macizo rocoso que incluye aspectos como el número de familias de discontinuidades existentes, el espaciado medio de los planos de discontinuidad, las características geomecánicas básicas de las discontinuidades. Asimismo, será necesario medir o estimar el estado tensional in-situ y en su caso las alteraciones producidas en el macizo por otras excavaciones.

a. Mapeo Subterráneo Geomecánico.

El término mapeo viene a ser el proceso de la obtención de datos para un estudio dado, el mapeo geomecánico es el levantamiento de caracteres geomecánicos, el mapeo geomecánico también se define como “La toma o adquisición de información geomecánica para la caracterización de los macizos rocosos (acción comúnmente conocida como 'levantamientos geomecánicos')” (Jordá Bordehore, Tomás Jover, Arlandi Rodríguez, & Abellán Fernández, 2016).

El mapeo geomecánico por línea de detalle registra las discontinuidades expuestas en las paredes de rocas de afloramientos superficiales o labores subterráneas. El mapeo consiste en establecer una línea, para lo cual se emplea una cinta de medición sobre la que se identifican todas las estructuras o discontinuidades que intersectan o cortan dicha línea, se toma la orientación de la cara de medición, luego la orientación de la línea o cinta y se procede a registrar cada discontinuidad empezando por la distancia de intersección al



origen, continuando con el registro de la orientación (buzamiento y dirección de buzamiento), tipo de terminación, tipo de discontinuidad, persistencia, apertura, relleno, rugosidad, resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad, meteorización y presencia de agua.

b. Proyección estereográfica.

Teniendo los datos recogidos de campo como son. Dirección de buzamiento y buzamiento con la brújula Brunton de manera sistemática a lo largo de la mina mediante el mapeo lineales como se muestran en el Anexo 2, que muestra la forma correcta para la medición de las orientaciones de las discontinuidades.

c. Espaciado.

El espaciado se define como la distancia entre dos planos de discontinuidad de una misma familia, medida en la dirección perpendicular a dicha plano. En el campo el espaciado de las discontinuidades fue medida con la ayuda de un flexómetro, se realizó en dirección perpendicular a la familia de discontinuidades como se muestra en el Anexo 2.

d. Persistencia.

La extensión o tamaño de las discontinuidades. Las dimensiones de una discontinuidad se pueden cuantificar observando su longitud se muestra anexo 2, en los afloramientos en la dirección del rumbo y en la dirección del buzamiento.

e. Apertura.

La abertura es la distancia perpendicular que separa las discontinuidades, en el campo fueron medidas y mapeadas con la ayuda de un flexo graduada en milímetro, como se muestra en el Anexo 2.

f. Rugosidad.

La descripción y medida de la rugosidad tiene como principal finalidad la evaluación de la resistencia al corte de los planos. En el lugar in situ, fueron identificados los tipos de rugosidad con la ayuda de la tabla que indica diferentes tipos de rugosidad.



g. Relleno.

Las discontinuidades pueden aparecer rellenas de un material de naturaleza distinta a la roca de las paredes, existiendo gran variedad de materiales de relleno con propiedades físicas y mecánicas muy variables.

h. Meteorización.

El grado de meteorización “in situ” se realizó con la ayuda de la Anexo 2 describiendo la condición de meteorización para cada una de las juntas estudiadas.

i. Agua subterránea.

Se realizó la verificación de la condición del agua subterránea, tomando en consideración las siguientes condiciones; completamente seco, húmedo, mojado, goteando y fluyendo. Como se muestra en el anexo 2.

j. Angulo de fricción básica

Para los valores del ángulo de fricción básica se obtiene del ensayo de Tilt Test en el Laboratorio de Geotecnia y Mecánica de Rocas – Facultad de Ingeniería de Minas – UNA - Puno.

3.3.3.2 Caracterización del macizo rocoso

La caracterización es definir las propiedades mecánicas del macizo rocoso, las discontinuidades y la roca intacta presentes en la mina Maribel de Oro – A Phoquera, valiéndonos de metodologías para la caracterización de macizos rocosos, ejecución de ensayos de laboratorio, tratamiento y procesamiento de la información, todo esto con el objetivo de realizar los análisis de estabilidad.

La clasificación geomecánica se realizó para cada una de las zonas de mapeo, de las cuales se obtuvieron el índice RQD, los valores de las clasificaciones RMR, GSI y Q de Barton. El análisis de estabilidad de la mina Maribel de Oro – A Phoquera es necesario determinar valores que serán ingresado al programa.



a. El índice de calidad de la roca (RQD).

Para calcular el índice de calidad de roca RQD, se ha utilizado una ecuación diferencial propuesta por Priest y Hodsson 1976; en donde, se considera el número de discontinuidades por metro lineal.

$$RQD=100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda+1)$$

De donde:

λ = Número de juntas por metro lineal

3.3.3.3. Clasificación geotécnica del macizo rocoso.

a. Clasificación RMR (Bieniawski, 1989)

Para la determinación del RMR se toman los valores obtenidos del mapeo geomecánico, tomando en consideración los siguientes parámetros (UCS, RQD, espaciamiento de las estructuras, condición de las discontinuidades, agua subterránea y la orientación de las discontinuidades). De los cuadros presentados en el Anexo 2 que nos muestran los datos de mapeo lineal en mina, estos se toman los necesarios para realizar la clasificación RMR y se les otorgan valoraciones según corresponda, estos valores obtenidos se muestran en el capítulo IV.

b. Índice Q

Para la determinación el índice Q se toman los valores obtenidos del mapeo geomecánico, tomando en consideración los siguientes parámetros (RQD, número de discontinuidades, rugosidad, alteración, agua subterránea y factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)).

La Clasificación de Barton asigna a cada terreno un índice de calidad Q, tanto mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Su variación no es lineal como la del RMR, sino exponencial, y oscila entre $Q=0.001$ para terrenos muy malos y $Q=1000$ para terrenos muy buenos. Para la determinación de las características de los macizos rocosos y los requerimientos de sostenimiento.



c. Índice de Resistencia Geológica GSI

El índice de resistencia geología GSI, fue desarrollado para evaluar la resistencia del macizo rocoso mediante este criterio desarrollado por hoek desde 1994. Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que define la resistencia y la deformalidad de los macizos rocosos.

3.3.4. Valoración Geomecanica de la Roca Intacta

Para la valoración geotécnica de la roca intacta que constituye el macizo rocoso de la mina Maribel de Oro - Phoquera, se realizó con el cumplimiento de normas y estándares de calidad para la preparación y ejecución de ensayos en el laboratorio tales como las dadas por el ISRM y las normas ASTM. Las pruebas fueron certificadas por el laboratorio de mecánica de rocas y suelos de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad del Altiplano.

a. Ensayo de propiedades físicas

Estos fueron realizados tomando en consideración la norma ASTM C 97 -02 y la norma correspondiente ISRM.

b. Resistencia

Para determinar la resistencia de la roca intacta se recurrió a los ensayos de laboratorio, para lo cual se realizaron, pruebas de resistencia a la compresión simple o no confinada, ensayo de carga puntual, ensayo Tilt Test, para la determinación de estas propiedades intrínsecas de la roca intacta.

c. Resistencia a la compresión simple (UCS)

El equipo de laboratorio utilizado para estos ensayos fue una prensa hidráulica manual de 2000kN de capacidad, que se presenta en el Anexo 6, las muestras son perforados y obtenidos en el testigo para el ensayo, los ensayos fueron realizados cumpliéndose todos los procedimientos y protocolos de trabajos en laboratorio normados por la ASTM D 2938-95 y la norma ISRM.

d. Ensayo de carga puntual

Los ensayos fueron realizados cumpliéndose todo el procedimiento y protocolos del trabajo en el laboratorio de acuerdo a la norma por la ASTM D 5731 – 02 y la norma



ISRM. El equipo de laboratorio utilizado para realizar los ensayos de carga puntual fue una prensa hidráulica manual de 5000 dN de capacidad, como se presenta en el Anexo 6, con testigos listos para ser ensayados.

3.3.5 Análisis de estabilidad de cuñas

Si tres fisuras se interceptan para formar una cuña en el techo de una excavación subterránea pero la línea vertical que pasa por el vértice de la misma no cae dentro de la base de la cuña, el debilitamiento sólo puede ocurrir con fricción sobre uno de los planos de fisura o sobre una de las líneas de intersección. Esta condición se representa estereográficamente si la figura de intersecciones formada por los tres grandes círculos cae a un lado del centro de la red.

a. Análisis de estabilidad por el método estereográfico o cinemático

Se realizaron las mediciones de dirección de buzamiento y buzamiento (actitudes) los cuales se representan en el Anexo 3, con los cuales se elaboró las proyecciones estereográficas, fue tomado en el campo y por último el ángulo de fricción considerado para el análisis fue obtenido por las pruebas Tilt Test en el laboratorio y verificado con la clasificación geomecánica RMR, siendo este resultado considerando para el análisis de estabilidad.

El análisis de estabilidad por el método estereográfico en el análisis de cuñas, se realizó con la ayuda del programa Dips versión 6.0, la cual nos ofrece un entorno amigable de trabajo y la aplicación del mismo para el análisis estereográfico o análisis cinemático de cuñas, que consiste en identificar los modos de cuñas. Como se muestra en el anexo 06.

b. Análisis de estabilidad por el método numérico.

Se hizo cálculo de los siguientes parámetros usando el criterio de falla de Hoek – Brown (1988) y el generalizado de Hoek (2006): índices m , s y a , módulo de Young del macizo rocoso; utilizando el software de RockData que se toma los datos del anexo 07.



Este análisis se efectuó mediante el método de esfuerzos inducidos usando el programa Phase2 versión 8.0 de Rocscience el cual emplea una combinación de los métodos de elementos finitos con elementos de borde. La malla de elementos finitos empleada para el análisis fue de tipo triangular el cual muestra en el anexo 08.

3.3.6. Ensayos de Trabajo en Laboratorio

Las muestras obtenidas de diferentes puntos de extracción se llevan a la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, laboratorio de Geomecánica de Rocas, para la realización de los ensayos correspondientes. Los objetivos de ensayos de laboratorio son brindar una clasificación exacta de la muestra roca extraída y determinar parámetros cuantitativos que representen el comportamiento mecánico. Los ensayos realizados son: Ensayos de propiedades físicas, ensayo de compresión simple, ensayo de carga puntual, ensayo de tilt – test.

3.4 MATERIALES

Los materiales empleados en la ejecución de la investigación son los siguientes:

- EPP's.
- Brújula de marca Brunton.
- Flexómetro.
- Cinta métrica.
- Libreta de notas.
- Útiles de escritorio.
- GPS.
- Softwares especializados.
- Laptop.
- Martillo de geólogo.
- Tablero.
- Impresora.
- Lupa de geólogo.
- Ácido clorhídrico.



CAPITULO IV

CARACTERÍSTICAS DEL ÁREA DE ESTUDIO

4.1 UBICACIÓN

- Ubicación política

La mina Maribel de Oro A de la comunidad Santa Rosa de Phoquera, se encuentra ubicada en el flanco Occidental de la Cordillera Oriental de los Andes, dentro de la jurisdicción del distrito de Ananea, Provincia de San Antonio de Putina, Región Puno, República del Perú.

- Ubicación geográfica

La mina Maribel de Oro “A” se encuentra en la cordillera oriental del sur del Perú, al Nor-Este de la región de Puno, dentro de la cordillera Carabaya en la zona Nor-Oriental de la meseta del Collao.

Dentro de las coordenadas UTM:

✓ Este : 452 205

✓ Norte : 8 383 034

4.1.1 Accesibilidad

Desde la capital de la República - Lima, se accede mediante vía terrestre y aérea, hasta la ciudad de Juliaca, y desde la capital de la Región Puno. Siendo la ruta más accesible, comercial y transitada la que se presenta en la siguiente tabla 30. Ver anexo 01.

Tabla 29: Ruta de Acceso de la Unidad Minera

ORIGEN	DESTINO	DISTANCIA	TIPO DE CARRETERA	TIEMPO DE VIAJE
Puno	Juliaca	45	Asfaltada	55 minutos
Juliaca	Huatasani	72	Asfaltada	50 minutos



Huatasani	Putina	20	Asfaltada	20 minutos
Putina	Quilcapuncu	15	Asfaltada	17 minutos
Quilcapuncu	Pampilla	39	Asfaltada	45 minutos
Pampilla	Ananea	11	Trocha	10 minutos
Ananea	Phoquera	10	Trocha	40 minutos
Distancia total Puno-mina Maribel de Oro A = 212 Kilómetros				
Tiempo aproximado de viaje = 4 horas				

4.1.2 Fisiografía y recursos naturales

La mina presenta un relieve accidentado, con predominancia de estructuras de pizarra de los cerros San Francisco, Lunar y de los nevados Ananea; sobre el relieve de pizarra hay depósitos menores cuaternarios de grava y morrenas producto del deshielo glacial, también por toda la zona son predominantes la acumulación de desmontes y cantos de pizarra producto de la erosión natural, y gran cantidad de desmontes producto de la intensa actividad minera de más de 450 labores artesanales y semi-mecanizadas trabajadas desde años atrás y del presente.

4.1.3 Clima

El clima es muy frío y seco propio de la región Janca o Cordillera, caracterizado por Tres temporadas definidas las cuales son:

temporada de heladas de mayo a julio, temporada de vientos de agosto a octubre y temporada de nevadas de noviembre hasta Abril; la temperatura media anual es de 8°C, registrando máximas de 20°C y mínimas de -27°C.

Tabla 30: Temperaturas medias Anuales

CUADRO DE TEMPERATURAS						
	Temporada de heladas		Temporada de vientos		Temporada de nevadas	
Temperatura	Mayo	Julio	Agosto	Octubre	Noviembre	Abril
Promedio	7°C		8°C		10°C	
Máxima	20°C		18°C		17°C	
Mínima	-27°C		-16°C		-12°C	

Fuente: Estación meteorológica de Ananea



4.1.4 Flora y fauna

La mina presenta flora escasa, en las faldas de los cerros crece el Ichu, y algunos musgos y líquenes, en la zona de desarrollo de la presente tesis prácticamente no hay flora alguna; en fauna llegan a la zona algunas aves estacionales como las gaviotas, ratones, y gorrión andino, pero en poblaciones ínfimas.

4.1.5 Drenaje

El macizo de Ananea por encontrarse en la cordillera oriental viene a ser la línea divisora, en donde las aguas de su flanco Oriental desembocan en el atlántico, y las aguas de su flanco occidental al Lago Titicaca.

Este drenaje es típico de áreas que han sido cubiertas y erosionados por un glaciar. En general es un área muy accidentada que estuvo cubierto de glaciares como demuestran las estrías encontradas en los afloramientos de roca que tienen un rumbo Este – Oeste

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. ACTITUDES DEL MACIZO ROCOSO.

Se identificaron estructuras menores, realizando una descripción cuantitativa, para lo cual se realizó el mapeo lineal de las estructuras expuestas en la mina Maribel de Oro – A Phoquera, fue seleccionado por tramos para la toma de actitudes del macizo rocoso.

5.1.1 Mapeo Subterráneo Geomecánico.

Se tienen 230 datos de orientación de discontinuidades y nueve registros de mapeo lineal, los datos obtenidos se presentan en el Anexo 02 – en la foto 01 del anexo 09, estos incluyen lo siguiente; buzamiento, dirección de buzamiento, espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, relleno, meteorización y agua subterránea en las discontinuidades.

5.1.2 Familias de discontinuidades y orientación de juntas

La representación de polos de los 71 datos son expresados en puntos de color azul de manera dispersa como se muestra en el Anexo 03 – A (diagrama del ploteo de polos general) y el diagrama de densidad de polos se presenta en el Anexo 03 – B (diagrama de densidad de polos), definiéndose tres familias de discontinuidades principales estos representados de coloración azul, verde y amarillo en el centro de los contornos los cuales indican la mayor concentración de polos con características similares de orientación en porcentajes.

El diagrama de planos se presenta en el Anexo 03 – C (diagrama de planos de discontinuidad), del diagrama tenemos 3 familias de discontinuidades principales con las siguientes orientaciones (Buzamiento/Dirección de buzamiento); familia 01 (75/197) representada de color naranja, familia 02 (36/21) representada de color azul, familia 03 (79/81) y el diagrama de rosetas de color verde.

La representación de polos de los 86 datos son expresados en puntos de color azul de manera dispersa como se muestra en el Anexo 03 – E (diagrama del ploteo de polos general) y el diagrama de densidad de polos se presenta en el Anexo 03 – F (diagrama de densidad de polos), definiéndose tres familias de discontinuidades principales estos



representados de coloración azul, verde y amarillo en el centro de los contornos los cuales indican la mayor concentración de polos con características similares de orientación en porcentajes.

El diagrama de planos se presenta en el Anexo 03 – G (diagrama de planos de discontinuidad), del diagrama tenemos 3 familias de discontinuidades principales con las siguientes orientaciones (Buzamiento/Dirección de buzamiento); del tramo II. Con las siguientes orientaciones (Buzamiento/Dirección de buzamiento); familia 01 (72/208) representada de color naranja, familia 02 (76/302) representada de color azul, familia 03 (77/36) representa de color morado y el diagrama de rosetas de color verde.

La representación de polos de los 73 datos son expresados en puntos de color azul de manera dispersa como se muestra en el Anexo 03 – I (diagrama del ploteo de polos general) y el diagrama de densidad de polos se presenta en el Anexo 03 – J (diagrama de densidad de polos), definiéndose tres familias de discontinuidades principales estos representados de coloración azul, verde y amarillo en el centro de los contornos los cuales indican la mayor concentración de polos con características similares de orientación en porcentajes.

El diagrama de planos se presenta en el Anexo 03 – K (diagrama de planos de discontinuidad), del diagrama tenemos 3 familias de discontinuidades principales con las siguientes orientaciones (Buzamiento/Dirección de buzamiento); del tramo temporal. Con las siguientes orientaciones (Buzamiento/Dirección de buzamiento); familia 01 (74/213) representada de color rojo, familia 02 (38/05) representada de color morado, familia 03 (77/114) representa de color azul y el diagrama de rosetas de color verde.

Buzamiento.

Los valores de buzamiento obtenidos en la mina Maribel de Oro – A Phoquera se obtuvo por tramos que presentan en el Anexo 02, agrupados según las familias de discontinuidades.

Dirección de buzamiento.

Los valores de dirección de buzamiento obtenidos en mina por tramos se presentan en el Anexo 02, estos agrupados según las familias de discontinuidades.

5.1.3 Discontinuidades

Los valores de las discontinuidades obtenidos en la mina Maribel de Oro – A Phoquera en el tramo I se presentan en el Anexo 03, estos son agrupados por familias de discontinuidades y representados estadísticamente, las familias de discontinuidades, estos se presentan en el Anexo 04 – A, B y C (Histogramas de las familias), de estos gráficos en la tabla 31 resumimos los valores obtenidos producto del análisis estadístico correspondiente.

Tabla 31: Valores estadísticos de las familias de discontinuidades.

Sistema de Discontinuidades	Familia N° 1	Familia N° 2	Familia N° 3	Valor representativo de tramo I.
Espacio	60-200 mm	< 60mm	60-200 mm	60-200 mm
Persistencia	1-3m	1-3 m	1-3 m	1-3 m
Apertura	Muy angosto.< 0.1	Muy angosto.< 0.1	Muy ang. < 0.1	Muy angosto. < 0.1
Rugosidad	Ligeramente r.	Ligeramente r.	Ligeramente r. r.	Ligeramente rugosa
Relleno-espesor	Suave < 5mm	Suave < 5mm	Suave < 5mm	Suave < 5mm
Meteorización	Ligera	Ligera	Ligera	Ligera
Agua subterránea	Húmedo	Húmedo	Seco	Húmedo

Los valores de las discontinuidades obtenidos en la mina Maribel de Oro – A Phoquera en el tramo II se presentan en el Anexo 03, estos son agrupados por familias de discontinuidades y representados estadísticamente, las familias de discontinuidades, estos se presentan en el Anexo 04 – D, E y F (Histogramas de las familias), de estos gráficos en la tabla 32 resumimos los valores obtenidos producto del análisis estadístico correspondiente.

Tabla 32: Valores estadísticos de las familias de discontinuidades

Sistema de Discontinuidades	Familia N° 1	Familia N° 2	Familia N° 3	Valor representativo del tramo II
Espacio	200-600 mm	60-200mm	200-600 mm	200-600 mm
Persistencia	1-3m	1-3 m	1-3 m	1-3 m
Apertura	Muy angosto.< 0.1	Muy angosto.< 0.1	Muy ang. < 0.1	Muy angosto. < 0.1
Rugosidad	Ligeramente r.	Ligeramente r.	Ligeramente r.	Ligeramente rugosa
Relleno-espesor	Suave < 5mm	Suave < 5mm	Suave < 5mm	Suave < 5mm
Meteorización	Ligera	Ligera	Ligera	Ligera
Agua subterránea	Húmedo	Húmedo	Seco	Húmedo

Los valores de las discontinuidades obtenidos en la mina Maribel de Oro – A Phoquera en el tramo II se presentan en el Anexo 03, estos son agrupados por familias de discontinuidades y representados estadísticamente, las familias de discontinuidades, estos se presentan en el Anexo 04 – G, H y I (Histogramas de las familias), de estos gráficos en la tabla 33 resumimos los valores obtenidos producto del análisis estadístico correspondiente.

Tabla 33: Valores estadísticos de las familias de discontinuidades

Sistema de Discontinuidades	Familia N° 1	Familia N° 2	Familia N° 3	Valor representativo del tramo III
Espacio	60-200 mm	< 60mm	60-200 mm	60-200 mm
Persistencia	1-3m	1-3 m	1-3 m	1-3 m
Apertura	Muy angosto.< 0.1	Muy angosto.< 0.1	Muy ang. < 0.1	Muy angosto. < 0.1
Rugosidad	Ligeramente r.	Ligeramente r.	Ligeramente r.	Ligeramente rugosa
Relleno-espesor	Suave < 5mm	Suave < 5mm	Suave < 5mm	Suave < 5mm
Meteorización	Ligera	Ligera	Ligera	Ligera
Agua subterránea	Húmedo	Húmedo	Seco	Húmedo

5.2 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.

La caracterización del macizo rocoso se realizó por tramos geomecánicos previa limpieza y demarcación de la zona a evaluar, en una área aproximada de 3m x 3m, midiendo y anotando datos de las principales como: la orientaciones de las principales familias de discontinuidades, resistencia a la compresión simple, mediante métodos manuales (uso del martillo o picota geológica), RQD, espaciamento, persistencia, separación, rugosidad, relleno de las discontinuidades, meteorización y condiciones de humedad; estos datos permitirán estimar los índices de calidad del macizo rocoso,

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

Para calcular el índice de calidad de roca RQD, se ha utilizado la ecuación diferencial propuesta por Priest y Hodsson 1976; en donde, se considera el número de discontinuidades por metro lineal. La tabla 34 muestra los valores de RQD característicos para cada uno de los tramos mapeos realizado.

En la Mina Maribel de Oro A – Phoquera, para determinar la calidad de la roca se ha determinado mediante la siguiente fórmula como, en los tramos siguientes

Tabla 34: Cálculo de RQD mediante mapeo geomecánico

TRAMO	NUMERO DE FISURAS (λ)	$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$	RQD Redondeado
I	7.1	84.41	84
II	8.3	79.38	79
III	7.2	83.45	83

Tabla 35: Valuación de calidad de roca según RQD

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

La tabla 35 muestra el valor de la calidad de la roca el valor de RQD indica buena calidad en los tramos mapeos que se realizó la caracterización.

5.3 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.

5.3.1. Clasificación RMR (Bieniawski, 1989).

Los resultados obtenidos de los valores de RMR obtenidos de los 3 tramos de mapeo geotécnico se presentan en las tablas 36, 37 y 38 estos valores representan que el macizo rocoso que constituye la mina Maribel de Oro – Phoquera es de regular calidad.

Tabla 36: (RMR) de galería principal tramo I de la Mina Maribel: progresiva 1+010

GALERIA PRINCIPAL TRAMO I DE LA MINA MARIBEL: PROGRESIVA 1+010		
Parámetro	Resultado final	Valoración
Resistencia compresiva uniaxial (Mpa)	71.84MPa (50-100)MPa	7
RQD	84% (75-90)%	17
Espaciado	60-200	15
Persistencia	1-3 m	4
Apertura	Muy angosto < 0.1	5
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno-espesor	suave<5mm	2
Meteorización	Ligera	5
Agua subterránea	Húmedo	10
RMR básico		68
Ajuste por orientación de discontinuidades		-12
RMR Corregido		56



Tabla 37: (RMR) de galería principal tramo II de la Mina Maribel: progresiva 1+020

GALERIA PRINCIPAL TRAMO I DE LA MINA MARIBEL: PROGRESIVA 1+020		
Parámetro	Resultado final	Valoración
Resistencia compresiva uniaxial (Mpa)	76.13 MPa (50 -100)MPa	7
RQD	79% (75-90)%	17
Espaciado	200-600mm	10
Persistencia	1-3 m	4
Apertura	Muy angosto < 0.1	5
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno-espesor	suave<5mm	2
Meteorización	Ligera	5
Agua subterránea	Húmedo	10
RMR básico		63
Ajuste por orientación de discontinuidades		-12
RMR Corregido		51

Tabla 38: (RMR) de labor temporal de la Mina Maribel: progresiva 1+080

GALERIA PRINCIPAL TRAMO I DE LA MINA MARIBEL: PROGRESIVA 1+080		
Parámetro	Resultado final	Valoración
Resistencia compresiva uniaxial (Mpa)	34.58 MPa (25 -50)MPa	4
RQD	83% (75-90)%	17
Espaciado	200-600	10
Persistencia	1-3 m	4
Apertura	Ang 0.1-1mm	4
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno-espesor	suave<5mm	2
Meteorización	Ligera	5
Agua subterránea	Húmedo	10
RMR básico		59
Ajuste por orientación de discontinuidades		-12
RMR Corregido		47

El valor de RMR en la tabla de BIENIAWSKI se tiene:

Tipo	: III
Descripción de la roca:	: Regular
• Tiempo aproximado de autosoporte	: 1 semana
• Claro	: 5 m
• Cohesión del macizo rocoso en Kpa	: 200-300KPa
• Angulo de fricción interna	: 25° – 35°

Esfuerzos in-situ

Para la determinación de esfuerzos in-situ utilizaremos el criterio gravitacional, para lo cual el esfuerzo in-situ vertical es expresado en los resultados de la medición de esfuerzos dieron como resultado una correlación de esfuerzo horizontal/vertical en el orden de $k=0.733$, se realizó las mediciones de esfuerzos para entender el efecto que podría generar éste coeficiente, obteniéndose que los valores de σ_v . (ver Figura 19)

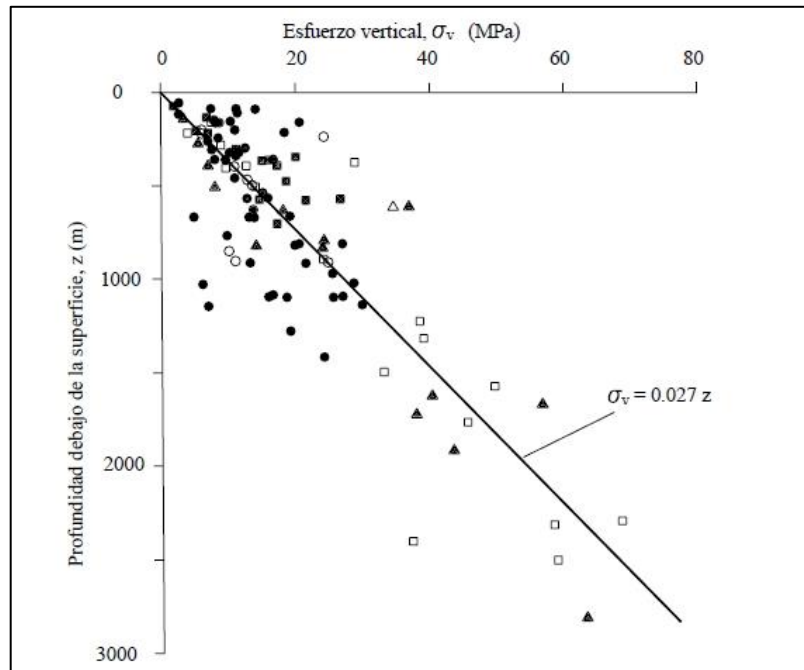


Figura 19: Mediciones de esfuerzos verticales de la mina

Para calcular el índice K se hizo el uso del criterio de Sheory (1994), tomando la siguiente formula.

$$k=0,25+7*Em (0,001+\frac{1}{Z})$$

Reemplazando:

$$k=0,25+7*12 (0,001+\frac{1}{210})$$

$$k= 0.733$$

se analizó la constante k para el < RMR

$$k=0,25+7*8.41 (0,001+\frac{1}{210})$$

$$k= 0.589$$

5.3.2. Clasificación del macizo rocoso Índice Q.

Para la clasificación y valoración de los parámetros individuales del índice Q de Bartón ver las tablas 39, 40 y 41.

* Para el cálculo de SRF:

$$\sigma_v = \gamma * Z$$

$$\sigma_h = k * \sigma_v$$

$$\sigma_v = 0.027 * 210 \text{ m} = 5.67$$

$$\sigma_h = k * \sigma_v = 0.734 * 5.67 = 4.16$$

$$\sigma_c / \sigma_1 = 71.84 \text{ MPa} / 5.67 \text{ MPa} = 12.67$$

Tabla 39: Valoración del índice Q de Bartón del tramo 1+010

SISTEMA DE CLASIFICACION Q									
PARAMEROS				RANGO				VALOR	
RQD %		RQD		84	%				84
Número de discontinuidades		J _n		3 sistemas principales					9
Número de rugosidad		J _r		Diaclasas planas, rugosas o irregulares					1.5
Número de alteración		J _a		ligero					2
Número de agua subterránea		J _w		seco o flujos bajos					1
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)		SRF		tension moderada					1
Q = (RQD/J_n) x (J_r / J_a) x (J_w / SRF)								Q =	7.00
Q' = (RQD/J_n) x (J_r / J_a)								Q' =	7.00
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4,0	4-1,0	1-0,1	0,1-0,01	0,01-0,001
DESCRIPCION	EXCEPCIONAL MENTE BUENA	EXTREMENADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMENADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE
									REGULAR

* Para el cálculo de SRF:

$$\sigma_v = \gamma * Z$$

$$\sigma_h = k * \sigma_v$$

$$\sigma_v = 0.027 * 210 \text{ m} = 5.67$$

$$\sigma_h = k * \sigma_v = 0.734 * 5.67 = 4.16$$

$$\sigma_c / \sigma_1 = 76.13 \text{ MPa} / 5.67 \text{ MPa} = 13.43$$

Tabla 40: Valoración del índice Q de Bartón del tramo 1+020

SISTEMA DE CLASIFICACION Q										
PARAMEROS			RANGO						VALOR	
RQD %		RQD	79 %						79	
Número de discontinuidades		Jn	3 sistemas principales						9	
Número de rugosidad		Jr	Diaclasas planas, rugosas o irregulaes						1.5	
Número de alteración		Ja	ligero						2	
Número de agua subterránea		Jw	seco o flujos bajos						1	
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)		SRF	tension moderada						1	
Q = (RQD/J_n) x (J_r / J_a) x (J_w / SRF)								Q =	6.58	
Q' = (RQD/J_n) x (J_r / J_a)								Q' =	6.58	
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4,0	4-1,0	1-0,1	0,1-0,01	0,01-0,001	REGULAR
DESCRIPCION	EXCEPCIONAL MENTE BUENA	EXTREMENADA MENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMENADAM ENTE POBRE	EXCEPCIONALME MTE POBRE	

* Para el cálculo de SRF:

$$\sigma_v = \gamma * Z$$

$$\sigma_h = k * \sigma_v$$

$$\sigma_v = 0.027 * 210 \text{ m} = 5.67$$

$$\sigma_h = k * \sigma_v = 0.59 * 5.67 = 3.34$$

$$\sigma_c / \sigma_1 = 34.58 \text{ MPa} / 5.67 \text{ MPa} = 6.098$$

Tabla 41: Valoración del índice Q de Bartón de una labor temporal 1+080

SISTEMA DE CLASIFICACION Q										
PARAMEROS			RANGO						VALOR	
RQD %		RQD	83 %						83	
Número de discontinuidades		Jn	3 sistemas principales						9	
Número de rugosidad		Jr	Diaclasas planas, rugosas o irregulaes						1.5	
Número de alteración		Ja	ligero						2	
Número de agua subterránea		Jw	seco o flujos bajos						1	
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)		SRF	tension elevada						2	
Q = (RQD/J_n) x (J_r / J_a) x (J_w / SRF)								Q =	3.46	
Q' = (RQD/J_n) x (J_r / J_a)								Q' =	6.92	
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4,0	4-1,0	1-0,1	0,1-0,01	0,01-0,001	MALA
DESCRIPCION	EXCEPCIONAL MENTE BUENA	EXTREMENADA MENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	MALA	MUY POBRE	EXTREMENADAM ENTE POBRE	EXCEPCIONALME MTE POBRE	

5.3.3. Clasificación por el método índice GSI.

En base a los resultados obtenidos de la clasificación GSI, donde la roca se tiene el valor de 80, y se ubica en el rango F/B la cual nos marcó el recuadro amarillo y rojo en la tabla 43, que nos menciona que necesita soporte de pernos puntuales, sistemático.

Tabla 42: Clasificación del GSI en la mina Maribel de Oro A - Phouera

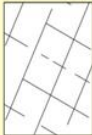
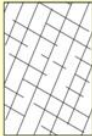



(GSI) MODIFICADO						
<p>De los códigos de letra definidos que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades, seleccione el cuadro apropiado es esta tabla. Estime el valor típico del Índice Geológico de Resistencia GSI, de los contornos que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor por ejemplo 38.</p>		CONDICION SUPERFICIAL				
ESTRUCTURA		MUY BUENA (extremadamente resistente, fresca) superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas. (Rc > 250 MPa) (se astilla con golpes de picota)	BUENA (muy resistente, levemente alterada) discontinuidades rugosas, lev. alterada, manchas de oxidación, lig. abierta. (Rc 100 a 250 MPa) (se rombe con varios golpes de picota)	REGULAR (resistente, levemente alterada) discontinuidades lisas, moderadamente alterada, ligeramente abierta. (Rc 50 a 100 MPa) (se rompe con uno o dos golpes de picota)	POBRE (moderadamente resist. moderam. alter.) superficie pulida o con estriaciones, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (Rc 25 a 50 MPa), (se indenta superficialmente)	MUY POBRE (blanda, muy alterada) Superficie pulida y estriada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas. (Rc < 25 MPa) (se disgrega o indenta superficialmente)
	<p>LEVEMENTE FRACTURADA Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si (RQD 75 - 90%) (2 a 6 fractura por metro) (RQD = 115 - 3.3 Jn)</p>	95	85	80	75	70
	<p>MODERADAMENTE FRACTURADA Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (6 a 12 fracturas por metro)</p>	80	75	70	65	60
	<p>MUY FRACTURADA Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%) (12 a 20 fracturas por metro)</p>	75	70	65	60	55
	<p>INTENSAMENTE FRACTURADA Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares. (RQD 0 -25%) (Más de 20 fracturas por metro)</p>	70	65	60	55	50
	<p>TRITURADA O BRECHADA Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD)</p>	65	60	55	50	45
		60	55	50	45	40
		55	50	45	40	35
		50	45	40	35	30
		45	40	35	30	25
		40	35	30	25	20
		35	30	25	20	15
		30	25	20	15	10
		25	20	15	10	5
		20	15	10	5	0

Tabla 43: Tabla de sostenimiento según GSI de la mina Maribel Oro A - Phoquera

MINERA MARIBEL DE ORO-A PHOQUERA SANTA ROSA DE PHOQUERA - RINCONADA						
SOSTENIMIENTO DE LABORES SEGÚN INDICE GSI MODIFICADO.						
A	SIN SOPORTE ó PERNO PUNTUAL.	CONDICION SUPERFICIAL	MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSA E INALTERADAS - CERRADAS. (Rc 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).	BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS LEV. ALTERADA. MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA (Rc. 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (MODER. RESIST. LEVE. A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA).	POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASIONES. MUY ALTERADA. RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 5 A 25 Mpa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm.).
B	PERNO SISTEMATICO (1.5 X 1.5 m.)					
C	PERNO SISTEMATICO (1.0 X 1.0 m.) y MALLA ELECTRO SOLDADA.					
D	SHOTCRETE REFORZADO (0.05 m.)					
E	SHOTCRETE REFORZADO (0.05 m.) y PERNO SISTEMATICO (1.0 X 1.0 m.).					
F	CIMBRAS O CERCHAS METALICAS (1.0 - 1.5 m.).					
ESTRUCTURA						
	FRACTURADA MUY BIEN TRATADA NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS, FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. ORTOGONALES (RQD.50 - 75), (6 A 12 FRACT. POR METRO).	A F/MB	A F/B	B F/R	C F/P	
	MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA. PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS. FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD.25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO).	A MF/MB	B MF/B	C MF/R	D MF/P	
	INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES. INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, O IRREGULARES. (RQD. 0 - 25) (MAS 20 FRACT. POR METRO).		C IF	D IF/R	E IF/P	
	TRITURADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES. ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD.).			E T/R	F T/P	

Tabla 44: Sostenimiento de las labores (mina Maribel de Oro - A Phoquera)

LABORES PERMANENTE 3m*3m Luz/ESR = 1.88				
Roca	RMR según GSI	Sostenimiento	Color	Autosoporte
F/B	56 - 51	Perno sistemático de 1.5x1.5m		3 a 1 meses
LABOR DE CARÁCTER TEMPORAL				
F/R	47	Perno sistemático de 1.5x1.5m		3 Semanas

5.3.4 valoración de la roca intacta.

5.3.4.1. Densidad y peso específico.

Los valores de densidad resumidos se presentan en la tabla 47, estos fueron emitidos por el laboratorio (Anexo 05-A), del cual tenemos como valor promedio una densidad de roca igual a 2.72 g/cm³.

Tabla 45: Resultados de densidad de roca intacta.

Parámetro estadístico	Densidad (g/cm ³)
Valor máximo, MAX	2.74
Valor mínimo, MIN	2.66
Mediana, MED	2.73
Valor promedio, MEAN	2.72
Desviación estándar, SDEV	0.03
Coefficiente de variación, CV	-1.74

Los valores de peso específico aparente se resumen en la tabla 48 y los resultados emitidos por el laboratorio se presentan en el Anexo 05-A, teniendo como valor promedio un peso específico aparente de 26.64 kN/m³.

Tabla 46: Resultados de peso específico aparente de roca intacta.

Parámetro estadístico	Peso específico aparente (kN/m ³)
Valor máximo, MAX	26.88
Valor mínimo, MIN	26.08
Mediana, MED	26.74
Valor promedio, MEAN	26.64
Desviación estándar, SDEV	0.32
Coefficiente de variación, CV	-1.74

5.3.4.2 Resistencia.

Resistencia a la compresión simple (UCS).

En las tablas, resume los resultados obtenidos de los ensayos realizados en laboratorio (Anexo 05-C), de los cuales se ha obtenido un valor promedio de la resistencia a la

compresión simple promedio que representa una roca fuerte de resistencia a la compresión.

Tabla 47: Resultados de resistencia a la compresión simple de roca intacta.

Parámetro estadístico	UCS (MPa)
Valor máximo, MAX	76.76
Valor mínimo, MIN	66.98
Mediana, MED	71.79
Valor promedio, MEAN	71.84
Desviación estándar, SDEV	4.89
Coefficiente de variación, CV	0.04

Tabla 48: Resultados de resistencia a la compresión simple de roca intacta.

Parámetro estadístico	UCS (MPa)
Valor máximo, MAX	90.42
Valor mínimo, MIN	62.52
Mediana, MED	75.96
Valor promedio, MEAN	76.13
Desviación estándar, SDEV	14.21
Coefficiente de variación, CV	0.06

Tabla 49: Resultados de resistencia a la compresión simple de roca intacta.

Parámetro estadístico	UCS (MPa)
Valor máximo, MAX	42.53
Valor mínimo, MIN	29.58
Mediana, MED	31.0
Valor promedio, MEAN	34.58
Desviación estándar, SDEV	7.11
Coefficiente de variación, CV	1.69

Ensayos de carga puntual (PLT)

Los resultados de laboratorio obtenidos (Anexo 05-B) se resumen en la tabla 52 teniendo como promedio de índice de carga puntual un valor de 2.01 MPa, por lo cual consideramos que esta roca es de resistencia fuerte.

Tabla 50: Resultados de carga puntual de la roca intacta

Parámetro estadístico	Is (MPa)
Valor máximo, MAX	3.06
Valor mínimo, MIN	1.21
Mediana, MED	1.65
Valor promedio, MEAN	2.01
Desviación estándar, SDEV	0.71
Coefficiente de variación, CV	1.35

Ángulo de fricción básica.

El valor del ángulo de fricción básico se obtuvo en laboratorio (Anexo 05 – D), el cual es 36° en promedio.

5.4. EVALUACIÓN DE LA ESTABILIDAD

El diseño de una abertura subterránea está relacionado principalmente con el dimensionamiento de los elementos de refuerzo y de soporte para estabilizar el macizo rocoso que pudiera verse afectado por la distribución de esfuerzos y/o por las condiciones estructurales que se presentan en la periferia de la excavación.

Tabla 51: Estabilidad de aberturas considerando las dimensiones 3 x 3 m.

Tramo	Tipo de roca	RMR	Condición de Estabilidad
1+010	III	41-60	Estable
1+020	III	41-60	Estable
1+080	III	41-60	Estable

5.4.1 Evaluación del Soporte con el Índice RMR.

Para determinar las medidas de sostenimiento según el Índice RMR se utiliza la Tabla 52 (Bieniawski, 1979), en la galería principal del tramo I, II y III, de la mina

Maribel de Oro - A se ha determinado con el estudio geomecánico de las labores subterráneas un RMR corregido 56, 51 y 47 los valores que se muestran son los que se han sido obtenidos como parte sistemático de estudio geomecánico donde se logra demostrar respectivamente de acuerdo a los parámetros se ubica la calidad de la roca en la clase III.

Para la clase de roca media o regular clase III sugiere el sostenimiento con pernos de anclaje Sistemáticos. 3-4 m de longitud, espaciado 1-1.5 m en el techo y hastiales con hormigón lanzado de 50-100 mm en techo y 30 mm en hastiales, no siendo necesario marcos de acero

Tabla 52: clasificaciones geomecánicas para excavación y soporte de las labores en la mina Maribel de Oro - A Phoquera.

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Perno de roca (20mm de diámetro)	Shotcrete convencional	Arcos metálicos
I 100-81	Excavación de la sección plena; 3m de avance	Generalmente no requiere sostenimiento, excepto perno ocasional		
II 80-61	Excavación de la sección plena; 1 a 1.5m de avance; 20m entre el soporte ejecutado y el frente	Empernado localizado en el techo; 3m de largo y espaciado de 2.5m, con eventual colocación de tela metálica en el techo	Utilización eventual en el techo, 5mm de espesura	No utilizado
III 60-41	Excavación parcial de la sección; 1.5 a 3m de avance del frente; instalación de soporte después de cada fuego; 10m entre el frente y el soporte ejecutado	Empernado sistemático en el techo y en las paredes, 4m de largo y espaciamiento de 1.5 a 2m, colocación de malla metálica en el techo	50 a 100mm de espesura en el techo, 30mm en las paredes.	No utilizado
IV 40-21	Excavación parcial de la sección, de 1 a 1.5m de avance del frente; instalación de soporte de acuerdo a la excavación; 10m entre el frente y soporte ejecutado	Empernado sistemático en el techo y paredes, 4 a 5m de longitud, espaciamiento de 1 a 1.5m, colocación de malla metálica en toda la sección	100 a 250mm de espesura en el techo; de 100mm en las paredes	Utilización de elementos leves espaciamiento de 1.5
v <20	Excavación en secciones múltiples; 0.5 a 1.5m de avance del frente; instalación de soportes en concordancia con la excavación. Concreto proyectado luego de la voladura	Empernado sistemático en el techo y paredes, 5 a 6m de largo, espaciamiento de 1 a 1.5m en el techo y paredes con malla metálica; anclaje en la solera	150 a 200mm de espesura en la bobeda 150mm en las paredes y 5mm en el frente de excavación	Utilización de elementos medios e pesados, espaciamiento de 0.75m; revestimiento de la solera

5.4.2. Evaluación de tiempo autoaporte en la mina Maribel.

La interpolación del RMR 56 el ancho del techo de 3 metros el tiempo de auto soporte es aproximadamente de 3 meses del tramo de carácter temporal de la mina.

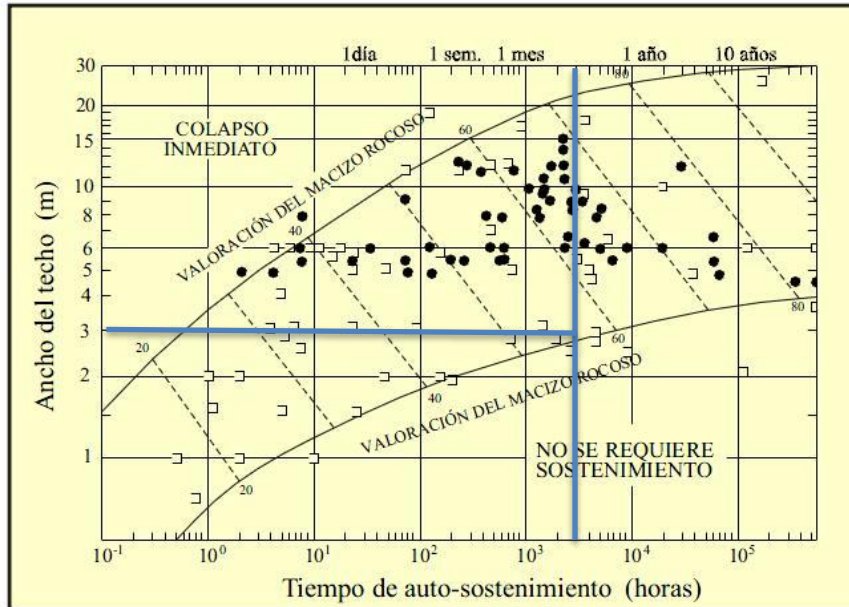


Figura 20 Tiempo de autoaporte del tramo 1+010

La interpolación del RMR 51 y el espacio del techo de 3 metros. El tiempo de auto soporte es aproximadamente de 1 mes en los tramos II Figura 21

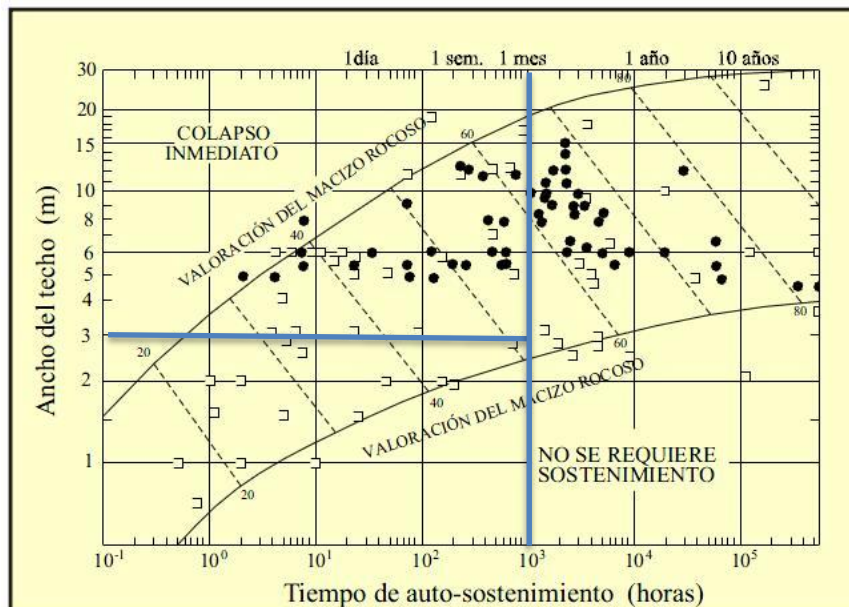


Figura 21 Tiempo de auto soporte del tramo 1+020.

La interpolación del RMR 47 y el espacio del techo de 3 metros el tiempo de auto soporte es aproximadamente de 3 semanas el tramo de carácter temporal interpolación se observa en la Figura 22.

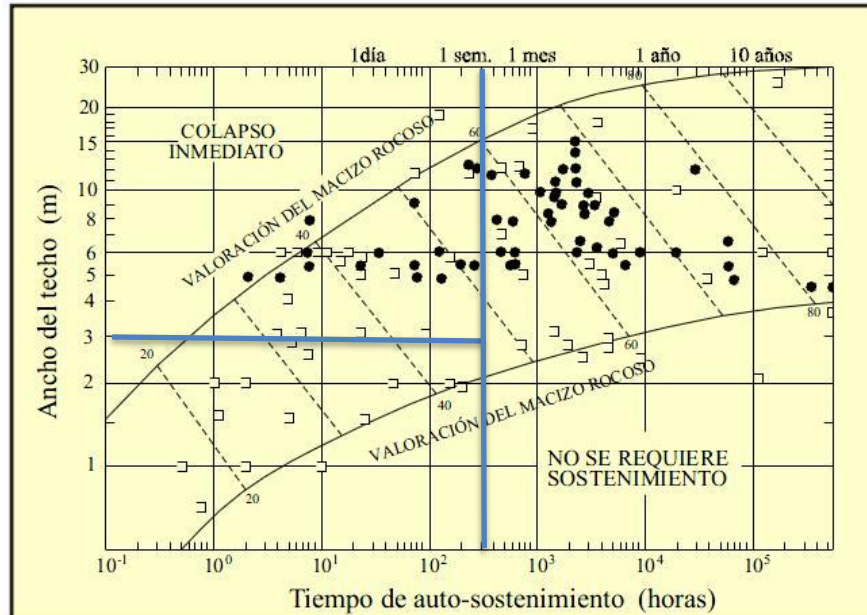


Figura 22 Tiempo de auto soporte de la labor de carácter temporal tramo 1+080

5.4.3 Sostenimiento del índice Q

5.4.3.1 Dimensión equivalente (D_e)

Cálculo de dimensión equivalente (d_e) galería principal tramo I, II y labor temporal
Para calcular la dimensión equivalente se requiere dos valores que son: obtiene de la tabla 53

Tabla 53: Valores del índice ESR para labores

Valores del Parámetro ESR según el tipo de Excavación	
	ESR
A Labores mineras de carácter temporal.	2 - 5
B Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1,6 - 2,0
C Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1,2 - 1,3
D Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0,9 - 1,1
E Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0,5 - 0,8

Largo diámetro o altura en metros: 3.0 m. (3m x 3m), por las condiciones de la estructura del macizo rocoso se ha considerado 3.00, el ESR, se calcula de la tabla para labores mineras. ESR =1.6 considerando para un túnel de acceso

$$D_e = \frac{\text{Claro diámetro o altura (m)}}{ESR}$$

$$D_e = \frac{3(\text{m})}{1.6} = 1.88$$

5.4.3.2 Características soporte

La característica de soporte se logra mediante la interpolación en el ábaco propuesto por Barton (2000) tal como se observa en la Figura 23. El valor del tramo I y tramo II. de Q de Bartón es de 7 y 6.58 la dimensión equivalente (De) de 1.88 y la interpolación en el ábaco se logra la ubicación en la zona de (1), tabla de sostenimiento práctico para labores subterráneas nos muestra que para un macizo rocoso tipo III (RMR 60-41), será necesaria la instalación de pernos de anclaje ocasionales o sin sostenimiento.

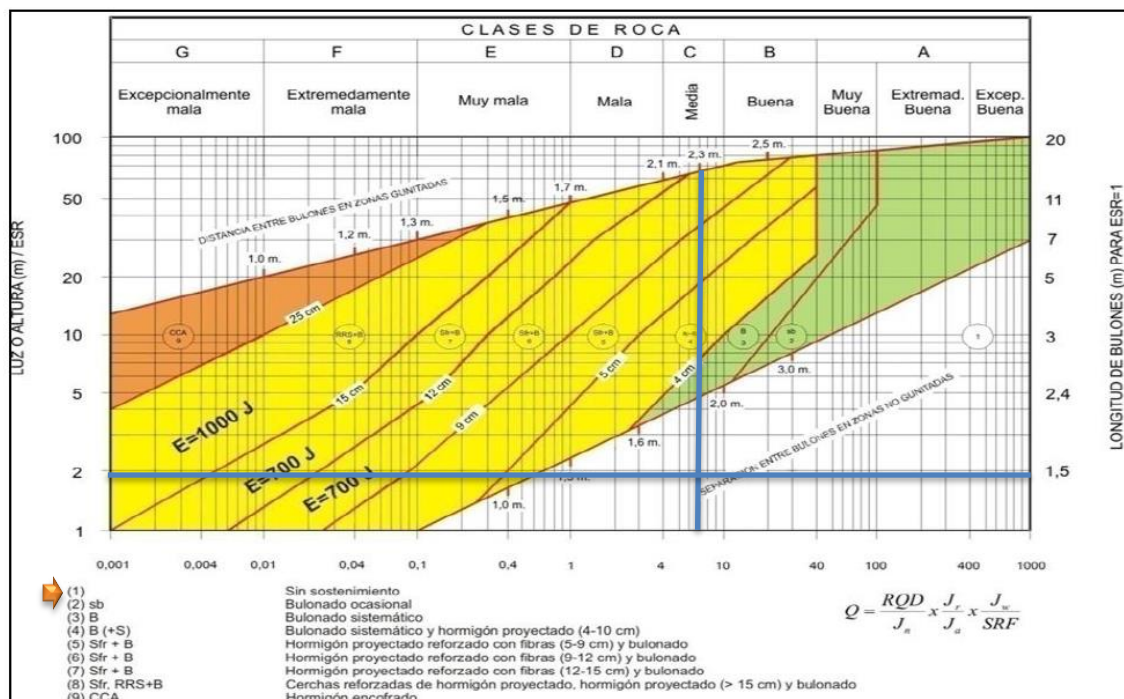


Figura 23 Ábaco para cálculo de soporte del tramo 1+010 y 1+020

El siguiente tramo que es una labor de carácter temporal es de Q de Bartón 3.46, la dimensión equivalente (De) 1.5 con la interpolación en el ábaco se logra la ubicación en

la zona de (1), el cual indica que debe no necesita sostenimiento. De la misma manera la mina de carácter temporal es una sección (3mx3m).

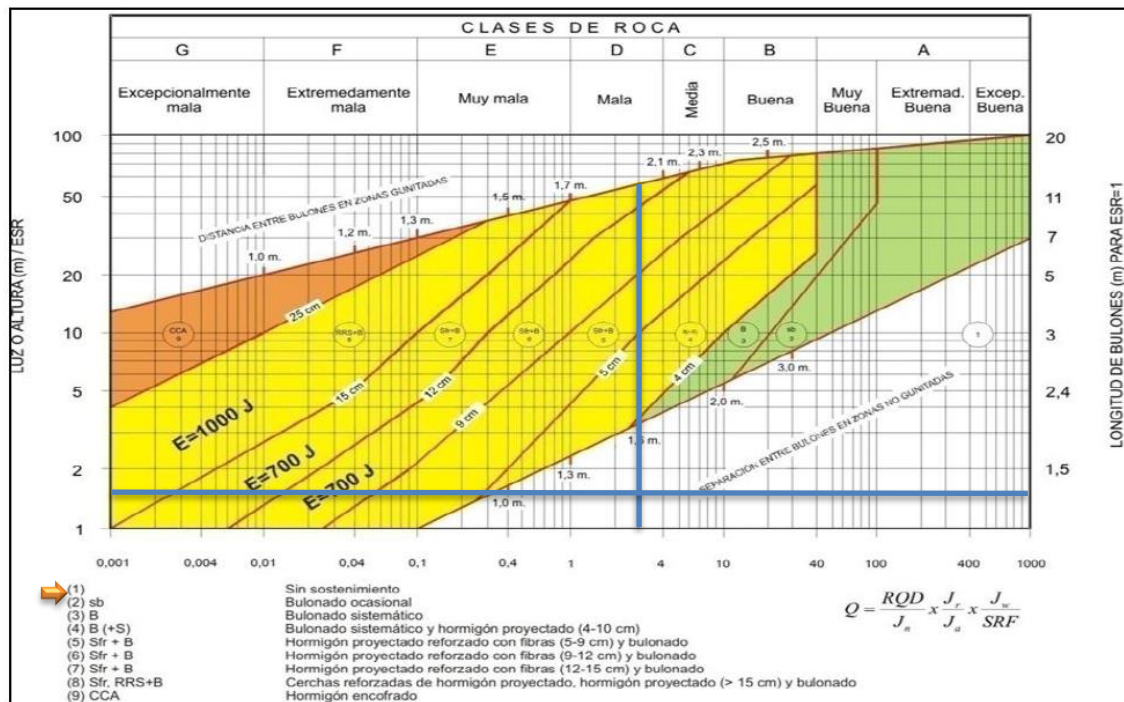


Figura 24 Ábaco para cálculo de soporte de una labor carácter temporal 1+080

5.4.4 Diseño de sostenimiento

El sostenimiento en excavaciones subterráneas tiene la finalidad de asegurar, controlar y mantener la estabilidad de éstas, a fin de proporcionar condiciones seguras de trabajo y brindar acceso a las labores subterráneas. Para su diseño se deberá tener en cuenta lo siguiente:

- Las características del macizo rocoso.
- La influencia de esfuerzos naturales e inducidos.
- La dirección de la excavación con relación los rasgos estructurales.
- las dimensiones de la excavación.
- La deformabilidad del macizo rocoso y de los elementos de sostenimiento a fin de que el diseño asegure la vida de servicio esperada de la excavación.

El tipo de sostenimiento para excavaciones que pueden ser utilizados individualmente para estabilizar las excavaciones de la labor minera se obtiene con el ábaco para cálculo

de soporte del Sistema Q, y nos muestra en las tablas el diseño empírico del sostenimiento.

Tabla 54: Diseño empírico del sostenimiento para labor permanente

Concepto	Hastial
Índice de Bartón	$Q = 7$
ESR	1.6
Dimensión equivalente	$A/ESR = 3/1.6 = 1.88$
L ESR=1	1.5
Longitud de perno	$1.6 * 1.5 = 2.4$
Espaciamiento perno	2.3
Espesor Shotcrete	No requiere
Clase sostenimiento	Clase 1

Tabla 55: Diseño empírico del sostenimiento para temporal

Concepto	Hastial
Índice de Bartón	$Q = 3.46$
ESR	2
Dimensión equivalente	$A/ESR = 3/2 = 1.5$
L ESR=1	1
Longitud de perno	$2 * 1 = 2$
Espaciamiento perno	2
Espesor Shotcrete	No requiere
Clase sostenimiento	Clase 1

5.4.5. Análisis de estabilidad por el método estereográfico o cinemático.

Las cuñas son bloques de rocas que se forman cuando tres o más sistemas de discontinuidades se cortan entre sí dejando bloques independientes, los cuales, según su ubicación espacial dentro de la excavación y sus características mecánicas pueden caer si no se toman las medidas necesarias. Para determinar la cinemática de cuñas se emplean los datos de mapeo geomecánico de campo de las discontinuidades. Estas son proyectadas en el software DIPS para determinar las familias o sistemas principales.

Para la identificación de una posible cuña en la excavación subterránea en la mina Maribel de Oro A - Phoquera, el análisis estereográfico para determinar la formación de cuñas estructural de tipo caída por deslizamiento de cuñas formada techo y hastial se presenta en el Anexo 06, A y B, del cual se encuentran en la zona crítica se presenta en el estereograma en combinación de tres familias de planos de discontinuidades número total



de polos ploteados en el estereograma, por lo tanto tiene predisposición de las estructuras a deslizar o caer por este modo de cuña.

Para el análisis cinemático subterráneo por cuña, el software Dips v.6.0 genera los planos de discontinuidad de cada uno de los polos ploteados y posteriormente identifica todas las intersecciones formadas entre planos en todo el estereograma para considerarlos puntos de intersección, como observamos en la representación estereográfica del Anexo 06, C, se puede producir caída formada en el techo de la excavación por la intersección de planos de discontinuidad en el estereograma.

5.4.6. Análisis de estabilidad por el método numérico.

Este análisis se efectuó mediante el método de esfuerzos inducidos usando el programa Phase2 versión 8.0 de Rocscience el cual emplea una combinación de los métodos de elementos finitos con elementos de borde. La malla de elementos finitos empleada para el análisis fue de tipo triangular.

Se hizo cálculo de los siguientes parámetros usando el criterio de falla de *Hoek – Brown* (1988) y el generalizado de *Hoek* (2006): índices m_b , s y a , módulo de *Young* del macizo rocoso; utilizando el software de RockData que se toma los datos del anexo 07.

Este análisis consiste en modelar el comportamiento post-ruptura del macizo rocoso y la interacción con el sostenimiento. Dicho programa asume que el macizo rocoso puede ser tratado como un medio isotrópico y elasto-plástico. Los esfuerzos calculados en forma elástica pueden ser contrastados con cualquier criterio de falla (Hoek-Brown) del macizo rocoso, determinando zonas potencialmente inestables.

Factor de resistencia (Strength factor)

El factor de Resistencia (Strength factor) es la relación que existe entre la resistencia del macizo rocoso y el esfuerzo inducido por la presencia de la excavación.

Para condiciones elásticas del macizo rocoso, cuando el factor de resistencia es mayor que 1, la resistencia del macizo rocoso sería mayor que los esfuerzos inducidos, por lo que sería estable. Las zonas con factores de resistencia menor que uno son potencialmente inestables y fallarán por esfuerzos cortantes o esfuerzos de tracción.

Según los resultados del análisis realizado para las secciones típicas de excavaciones a realizar en el proyecto Maribel de Oro – A Phoquera, se presenta el Anexo 08. Finalmente, los resultados se resumen en los Tabla. 56.

$FS = (\text{Fuerzas que se oponen al deslizamiento}) / (\text{Fuerzas que inducen al deslizamiento})$

- $FS > 1$ estable
- $FS < 1$ inestable.

Tabla 56: Análisis esfuerzo deformación realizado considerando las dimensiones 3 x 3 m del Proyecto Maribel de Oro – A Phoquera

Tipo de roca	RMR	Factor de Seguridad	Condición de estabilidad
III - A	41 - 60	1.26	Estable

5.5 DISCUSION:

Con la presente investigación se ha logrado cumplir los objetivos presentados en la investigación, se caracterizado detalladamente el macizo rocoso, con la ayuda de proyecciones esteograficas se han identificado cuñas en las labores del proyecto y finalmente se determinó el factor de seguridad.

El dimensionamiento en la presente investigación, es realizado por método empírico, que esto nos indica diseñar las excavaciones subterráneas de manera correcta, consideramos que sí, se logró con la caracterización geomecanica los posibles mecanismos de falla de las labores del proyecto.

El análisis de modelo numérico se ha realizado mediante el método de esfuerzos usando el software Rocscience programa Phase2 versión 8.0 análisis esfuerzo-deformación con lo cual, obteniendo resultados confiables en las labores en el proyecto.



VI. CONCLUSIONES

- La mina Maribel de Oro – A Phoquera litológicamente está constituida por pizarras de la formación Ananea. La toma de actitudes del macizo rocoso que se tiene 9 familias de discontinuidades principales con las siguientes orientaciones; familia 01 (75/197), familia 02 (36/21), familia 03 (79/81), familia 04 (72/208), familia 05 (76/302), familia 06 (77/369), familia 07 (74/213), familia 08 (38/05) y familia 09 (77/114). Del mapeo lineal de las estructuras expuestas tenemos que; espaciado junto a moderado con valores entre 60mm – 200mm, continuidad o persistencia media a baja con valores de entre 1 m a 3 m, apertura muy angosto, rugosidad ligeramente rugosa, meteorización es de ligero, condiciones de agua subterránea es húmedo.
- La caracterización geomecánica se tiene valores de los tramos y una labor temporal; RQD varía de 84%, 79% y 83%,
- La clasificación se tiene los valores de los tramos, RMR varía de 56, 51 y 47 GSI varía de 80 a 75, el sostenimiento de Q de Barton varía de 7 a 3.46. Se ubica en el área (1) asignándose que no se requiere pernos. El índice GSI se requiere perno sistemático 1.5*1.5m. el ángulo de fricción entre 36°. De la valoración de roca intacta tenemos; densidad promedio 2.72 g/m³, peso específico promedio 26.64 kN/m³, resistencia a la compresión simple promedio 71.84, 76.13 y 34.58 MPa, índice de carga puntual promedio 2.01 MPa.
- La evaluación subterránea del análisis de estabilidad de las cuales son; empírico, estereográfico o cinemático, y numérico. Cada uno de los métodos de análisis de estabilidad subterránea en roca, tienen características peculiares, ofreciéndonos bondades y debilidades. Se realizó la evaluación de estabilidad por métodos empíricos, obteniéndose condiciones de estabilidad, tiempo de autosostenimiento, tipo de sostenimiento. Las excavaciones de sección 3 x 3 m como son las labores permanentes y temporales de exploración en gran parte no requerirán sostenimiento, sin embargo, de presentarse un terreno de mala calidad será necesaria la evaluación de sostenimiento. Finalmente se realizaron modelamientos numéricos por el método esfuerzo deformación para validar la estabilidad de las excavaciones. de acuerdo a los resultados de la evaluación a través del método numérico por elementos finitos nos presenta valores de factor de seguridad mayor a 1.26 lo que significa la estabilidad de las labores



VII. RECOMENDACIONES

- A fin de evitar o minimizar la influencia de la voladura sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado se recomienda lo utilizar la información geomecánica resultante de la presente evaluación para el diseño de la perforación y voladura.
- Resultado de investigaciones geomecánicas, con los ensayos triaxiales será posible realizar modelamientos numéricos avanzados, los cuales podrían reflejar el fenómeno de estabilidad o inestabilidad de las excavaciones subterráneas en el Proyecto Maribel de Oro – A Phoquera.



VIII. REFERENCIAS

- ADU-ACHEAMPONG, A. (2003). Importance of Geotechnical field Mapping in assessing the stability of Underground Excavations. SME Annual Meeting 1-6
- ANTENOR, G. (1996) Boletín N° 66 INGEMMET.
- BARTON, N. (2000). El Sistema Q para la selección del sostenimiento con el método noruego de excavaciones túneles. En Ingeotuneles, vol,3. Cap. 3.Ed. Lopez Jimeno. Entorno Grafico, Madrid.
- BARTON, N., CHOUBEY, V. (1977). The Shear Strength of rock joints in theory and practice Rock Mechanics, 10 pp. 1-54.
- BARTON, N., LIEN, R., LUNDE, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of rock support. Rock Mechanics, Springer Verlag, Vol 6, pp 189-236.
- BHAWANI, S., & R.K., G. (2011). Engineering Rock Mass Classification. (E. Inc., Ed.).
- BIENIAWSKI, Z. (1989). Engieneering Rock Mass Classifications. Canada: John Wiley & Sons.
- BIENIAWSKI, Z.T. (1973). Engineering Classification of Jointed rock masses. The Civil Engineer in South Africa, Vol. 15, N° 12, m pp.335-344.
- BIENIAWSKI, Z.T. (1979). The geomechanics Classification in rock engineering applications. 4th. Inter. Conf. Mech. Montreaux, pp.41-48. A.
- BUSTAMANTE MURILLO, A. (2008). Geomecánica Aplicada en la Prevención de pérdida por Caída de Rocas Mina Huanzala – CIA. Minera Santa Luisa S.A. Lima.
- CASTILLO D.A. CHÁVEZ (2012), Geomecánica en la Aplicación del Metodo de Minado Longwall Mining desarrollado en la Unidad de San Andrés de la Minera Aurifera Retamas S.A.
- COATES, D. F. (1973). Fundamentos de mecánica de rocas. Madrid: Blume.
- DEERE, D.U., ET AL (1967). Design of surface and near-surface construction in rock, in fairhurst, ed., Failure and breakage of rock. Symposium on Rock Mechanics, 8th, Minneapolis Minnesota, September 1966. Proc. New York, American Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum Engineering, p 237-302.



- FLORES G., G., & KARZULOVIC L., A. (2003). Guías geotécnicas para una transición desde rajo abierto a minería subterránea. Santiago de Chile: División Chuquicamata de Codelco.
- GONZALES DE VALLEJO, L. (2002). Ingeniería Geológica (2da ed.). Madrid, España: Pearson Education.
- HARRISON J. P., HUDSON JOHN A. ENGINEERING ROCK MECHANICS (2000). Imperial Collage of Science, Technology and Medicine University of London
- HOEK, E., BROWN (1988). The HoekBrown failure criterion — a 1988 update. Proc. 15 th Canadian Rock Mech. Symp. (Ed. J.C. Curran), 31–38. Toronto, Dept. Civil Engineering, University of Toronto.
- HOEK, E., BROWN, E.T. (1980). Underground Excavation in Rock. London, Institution of mining and metallurgy. p634.
- HOEK, E., P.K. KAISER F.W.F. BAWDEN (1995). Rock engineering A.A. Balkena Publishers. London.
- HOEK, E., BROWN, E.T. (1980). Underground Excavations in Rock. Ed. Institution of Mining and Metallurgy, edición revisada 2005, Taylor and Francis, New York, 527 pp.
- HUDSON, J.A. (1989). Rock mechanics principles in engineering practice. Butterworth's. Ciria. London.
- ISRM (1978) Suggested Methods for the quantitative description of discontinuities in rock mass. Int. J. Rock Mech. & Mion. Sci. Vol. 15.
- ITGME. (1987). Manual de ingeniería de Taludes. Madrid: ITGE.
- JORDA B, L. (2012). Clasificaciones Geomecánicas y Diseño Empírico De Sostenimientos. Lima: Geoconsult España.
- LAUBACHER, G. (1978). Estudio geológico de la región norte del lago Titicaca. Lima, Perú: INGEOMIN.
- MARINOS P, HOEK E (2000). GSI a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In: Proceedings of the GeoEng2000 at the international conference on geotechnical and geological engineering, Melbourne, Technomic publishers, Lancaster, pp 1422–1446.



- OSINERGMIN. (2017). Guía de Criterios Geomecánicos Para Diseño, Construcción, Supervisión y Cierre de Labores Subterráneas, Lima-Peru, INVERSIONES IAKOB S.A.C.
- PRIEST, S.D., HUDSON. J.A., (1976), Discontinuity Spacings in Rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 13:135-148.
- RAMIREZ O., P.; ALEJANO M., L. (2007). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- READ, J.; STACEY, P. (2009). *Guidelines for Open Pit Slope Design* (1ra ed.). Australia: CSIRO Publishing.
- ROCSCIENCE, INC. (2004). *RocData Version 3.0 – Strength analysis of rock and soil masses using the Generalized Hoek-Brown, Mohr Coulomb, Barton-Bandis and Power Curve failure criteria*. Ontario, Canada. Disponible en internet via: www.rocscience.com.
- ROCSCIENCE, INC. (2005). *Dips Version 6.0 – Plotting, Analysis and Presentation of Structural data using Spherical Projection Techniques*. Toronto, Ontario, Canada. Disponible en internet via: www.rocscience.com.
- ROMANA, M. R, 2002. Dam Mass Rating (DMR) - An adaptation of RMR classification for use in dam foundations. *Proc. ISRM 2003 Symposium, SAIMM, Johannesburg*, 972-980
- SHEOREY, P.R. (1994). A theory for in situ stresses in isotropic and transversely isotropic rock. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & geomech. Abstr.* 31(1), 23-34.
- SNMPE. (2004). *Manual de Geomecánica Aplicada a la Prevención de Accidentes por Caídas de Rocas en Minería Subterránea*. Lima: SNMPE.
- SUAREZ B, L. O. (2013). *Descripción del Macizo Rocosó*. Medellín.
- SUAREZ, L. (2013). *Descripción del macizo rocosó introducción a la ingeniería de rocas de superficie y subterránea*. Medellín, Colombia:
- SUMIRI P. (2012), *Aplicación de Geomecánica en Prevención de Caída de Rocas en Corte relleno Ascendente Unidad Económica Administrativa Poracota Cia. De Minas Buenaventura*.



TORRES L.A. Y OTROS (2009), Geomecánica Aplicación al control de las Labores Mineras para Minimizar la Caída de Rocas desarrollado en la Mina Madrugada.

Wyllie, D. C., & Mah, C. W. (2004). Rock Slope Engineering (4ta ed.). New York: Taylor and Francis Group.



ANEXOS