

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Evaluación geomecánica para implementar el sistema
de sostenimiento con fines de seguridad, Galería
Mercedes Mina Artesanal Suirupata - Acopalca**

Nilsen Dilmer Guerra Chávez
Elizabeth Izela Navarro Pecho
Katerin Polo Toribio

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



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

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, agradecemos a los ingenieros de la facultad de Ingeniería de Minas por brindarnos sus conocimientos y guiarnos en el presente trabajo, por lo cual expresamos nuestra gratitud por el apoyo y la confianza que nos han brindado de forma desinteresada.

Así mismo, manifestamos nuestro profundo agradecimiento a nuestra alma mater Universidad Continental, por estos cinco años de nuestra formación profesional, haciendo extensivo nuestros más sinceros agradecimientos a los catedráticos de la escuela académico profesional de Ingeniería de Minas quien en este periodo nos brindó la información para nuestra formación y así desarrollar esta tesis.

También nos complace agradecer de manera especial el apoyo y las orientaciones recibidas por nuestro asesor, quien ha contribuido con su participación para llevar a cabo este trabajo de investigación.

Bach. Nilsen Dilmer Guerra Chávez
Bach. Elizabeth Izela Navarro Pecho
Bach. Katerin Polo Toribio

DEDICATORIA

A Dios y a nuestros padres quienes nos brindaron su apoyo incondicional en nuestro camino de formación profesional.

Nilsen Guerra
Elizabeth Navarro
Katerin Polo

ÍNDICE

Agradecimiento	ii
Dedicatoria	iii
Índice.....	iv
Índice de tabla	vi
Índice de figuras	viii
Resumen.....	ix
Abstract.....	x
Introducción.....	xi
CAPÍTULO I.....	13
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	13
1.1. Planteamiento y formulación del problema	13
1.1.1. Problema general	14
1.1.2. Problemas específicos	14
1.2. Objetivo.....	14
1.2.1. Objetivo general	14
1.2.2. Objetivos específicos.....	14
1.3. Justificación e importancia	14
1.4. Hipótesis y descripción de variables	15
1.4.1. Hipótesis general.....	15
1.4.2. Hipótesis específicas.....	15
1.4.3. Descripción de variables	15
CAPÍTULO II.....	16
MARCO TEÓRICO	16
2.1. Antecedentes del problema	16
2.1.1 Nacionales.....	16
2.1.2 Internacional.....	17
2.2. Bases teóricas	18
2.2.1. Propiedades físicas de la roca	18
2.2.2. Propiedades mecánicas de la roca.....	21
2.2.3. Índice de calidad de roca RQD.....	23
2.2.4. Sistema RMR	29
2.2.5. Sistema Q de Barton	43

2.3. Definición de términos básicos	50
CAPÍTULO III.....	55
METODOLOGÍA	55
3.1. Método y alcances de la investigación.....	55
3.1.1. Método científico	55
3.1.2. Tipo de investigación.....	55
3.1.3. Nivel de investigación.....	56
3.2. Diseño de la investigación	56
3.2.1. Diseño de investigación no experimental	56
3.3. Población y muestra	56
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	57
3.4.1. Técnicas de recolección de datos	57
3.4.2. Instrumentos de recolección de datos	57
CAPÍTULO IV.....	58
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	58
4.1. Descripción litológica de la roca.....	58
4.1.2. Propiedades mecánicas.....	69
4.1.3. Cálculo del RQD.....	72
4.1.4. Cálculo del RMR.....	74
4.1.5. Cálculo del Q de Barton	81
4.1.6. Cálculo del Q de Barton	86
4.2. Discusión de resultados	87
Conclusiones.....	91
Referencias	92
Anexos	95

ÍNDICE DE TABLA

Tabla 1. Interpretación de valores de RQD	24
Tabla 2. Relación entre RQD y frecuencia lineal.....	27
Tabla 3. Escala de calidad de la clasificación RMR89	30
Tabla 4. Clasificación geomecánica de RMR.....	31
Tabla 5. Parámetros de la clasificación RMR	31
Tabla 6. Resistencia de la roca	32
Tabla 7. Resistencia de algunas rocas sanas en (MPa)	33
Tabla 8. Comparación de las fórmulas A, B y C.....	34
Tabla 9. Espaciamientos de las discontinuidades.....	36
Tabla 10. Aberturas de las discontinuidades.....	37
Tabla 11. Continuidad o persistencia de las discontinuidades.....	38
Tabla 12. Rugosidad de las discontinuidades	38
Tabla 13. Relleno de las discontinuidades	39
Tabla 14. Alteración de las discontinuidades	40
Tabla 15. Parámetro de la presencia del agua.....	40
Tabla 16. Clasificación para la determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje de la obra	41
Tabla 17. Valoración para túneles y minas	41
Tabla 18. Valoración para fundaciones.....	42
Tabla 19. Valoración para taludes.....	42
Tabla 20. Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR.....	42
Tabla 21. La excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería donde la condición de la roca es importante	43
Tabla 22. Valores de los parámetros del sistema Q.....	48
Tabla 23. Interpretación de índice Q	50
Tabla 24. Pesaje de la muestra 1 en el laboratorio	60
Tabla 25. Volumen obtenido de la muestra 1	61
Tabla 26. Pesaje de la muestra 2 en el laboratorio	64
Tabla 27. Volumen obtenido de la muestra 2.....	64
Tabla 28. Pesaje de la muestra 3 en el laboratorio	66
Tabla 29. Volumen obtenido de la muestra 3.....	67

Tabla 30. Cálculo de la resistencia a la compresión simple	72
Tabla 31. Cálculo del RQD.....	73
Tabla 32. Índice de calidad de la roca según el cálculo del RQD.....	74
Tabla 33. Resistencia a la compresión simple	74
Tabla 34. Valoración del RQD.....	75
Tabla 35. Espaciado de discontinuidades	75
Tabla 36. Descripción de los espaciados de las discontinuidades	76
Tabla 37. Persistencia de la discontinuidad	76
Tabla 38. Rugosidad ligera a lo largo de la discontinuidad	77
Tabla 39. Identificación tipo de relleno que se presenta en discontinuidad.....	77
Tabla 40. Descripción de la alteración de la discontinuidad.....	77
Tabla 42. Descripción del caudal del agua observado en interior de mina	78
Tabla 42. Orientación de las discontinuidades según el buzamiento	78
Tabla 43. Resultado obtenido del RMR.....	79
Tabla 44. Redondeo de datos	79
Tabla 45. Identificación de la calidad de la roca según el cálculo del RMR	79
Tabla 46. Requerimiento de soporte según la calidad de roca.....	80
Tabla 47. Diámetro equivalente.....	82
Tabla 48. Índice de calidad de la roca.....	82
Tabla 49. Número de discontinuidades	83
Tabla 50. Factor de rugosidad de las discontinuidades	83
Tabla 51. Descripción.....	84
Tabla 52. Factor de reducción por contenido de agua en fracturas	85
Tabla 53. Factor de reducción por tensiones	85
Tabla 54. Cálculo de Q de Barton	86
Tabla 55. Descripción del tipo de roca según el cálculo de Q de Barton	86

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Diagrama del diámetro equivalente y el factor de	22
Figura 2. Procesos comúnmente usado para evaluar el	25
Figura 3. Proceso comúnmente utilizado para evaluar el RQD a partir del mapeo de paredes de excavaciones subterráneas	26
Figura 4: Relación entre espaciamiento de discontinuidad y RQD.....	28
Figura 5. Gráfico para calcular el parámetro del RQD	35
Figura 6. Espaciamiento entre discontinuidades	35
Figura 7. La separación entre las paredes rocosas de la discontinuidad	36
Figura 8. La persistencia a lo largo de la discontinuidad	37
Figura 9. La aspereza o irregularidad en la superficie de la discontinuidad	38
Figura 10. El material relleno dentro de la discontinuidad	39
Figura 11. Dirección del rumbo o buzamiento de las discontinuidades	41
Figura 12. Visualización de una sola familia de discontinuidades.	76
Figura 13. Requerimiento de soporte según el Q de Barton	87

RESUMEN

La presente investigación se planteó con el objetivo general de analizar el resultado de la evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes, en la mina artesanal Suirupata – Acopalca – Pasco 2021, y la hipótesis general a contrastar fue: la evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad, en la galería Mercedes de la mina artesanal Suirupata – Acopalca – 2021 es factible y viable.

El método general de investigación fue el científico, tipo aplicada, nivel descriptivo explicativo, diseño no experimental; la población estuvo constituida por las labores mineras de la unidad minera Suirupata y la muestra no probabilística estuvo conformada por la galería Mercedes.

En la investigación se concluyó que el resultado obtenido de acuerdo a la caracterización del macizo rocoso, en la galería Mercedes, mediante el RMR es una roca de clase III con una calidad de roca mediana. Por otro lado, mediante el estudio realizado con Q de Barton es una roca de tipo regular, por ende, se implementa un sostenimiento con pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados de 1.5 – 2.0 metros en la corona y en las paredes u hormigón proyectado de 4 cm con fines de seguridad para los trabajadores y equipos en la mina artesanal Suirupata.

Palabras claves: evaluación geomecánica, seguridad, sistema de sostenimiento

ABSTRACT

This research was proposed with the general objective of analyzing the result of the geomechanical evaluation to implement the support system for safety purposes in the Mercedes gallery, in the artisanal mine Suirupata - Acopalca - Pasco 2021, and the general hypothesis to be tested was : the geomechanical evaluation to implement the support system for safety purposes in the Mercedes gallery of the Suirupata artisanal mine - Acopalca - 2021 is feasible and feasible.

The general research method was scientific, applied type, descriptive explanatory level, non-experimental design; the population was made up of the mining activities of the Suirupata mining unit and the non-probabilistic sample was made up of the Mercedes gallery.

In the investigation it was concluded that the result obtained according to the characterization of the rocky massif, in the Mercedes gallery, by means of the RMR is a class III rock with a medium rock quality. On the other hand, through the study carried out with Barton's Q it is a regular type of rock, therefore, a support is implemented with systematic 4 m long bolts, spaced 1.5 - 2.0 meters in the crown and in the walls or concrete. 4 cm projected for safety purposes for workers and equipment at the Suirupata artisanal mine.

Keywords: geomechanical evaluation, safety, support system

INTRODUCCIÓN

La presente investigación titulada “*Evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes de la mina artesanal Suirupata – Acopalca*”, partió del problema de que las clasificaciones geomecánicas son un método fundamental de ingeniería que permite evaluar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso, los parámetros geotécnicos de diseño y el tipo de sostenimiento en una galería.

Las labores mineras subterráneas están compuestas por estructuras muy complejas, donde es necesario poseer el máximo conocimiento sobre el macizo rocoso.

Para el conocimiento del macizo rocoso existen muchas clasificaciones geomecánicas, las principales son: *Deere* (RQD), *Bieniawski* (RMR), *Barton* (Q), *Hoek* (GSI), que determina la calidad del macizo rocoso, con la finalidad de dividirlo en estructuras de características similares, como: litología, propiedades físicas y estructuras geológicas.

La mina artesanal Suirupata ubicada en el centro poblado de Acopalca, distrito de Paucartambo, provincia Pasco, región Pasco, en la galería Mercedes principal. Se observa inestabilidad del macizo rocoso con presencia de agua, y un tipo de roca sedimentaria y metamórfica con una meteorización alterada, un espejo de falla y panizo, por lo que es necesario implementar un tipo de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes.

La investigación se desarrolló en cuatro capítulos, los mismos que se detallan a continuación:

En el capítulo I se detalla el planteamiento y formulación del problema dando a conocer el problema general y específico, del mismo modo se cita el objetivo general y específico seguidamente de la justificación práctica y

metodológica; para culminar este capítulo se exponen la hipótesis general, específica y las variables de esta investigación.

El capítulo II trata de los antecedentes nacionales e internacionales, así como de las bases teóricas y la definición de términos básicos de la investigación.

El capítulo III está destinado para la metodología de la investigación, donde se resalta el método general, tipo, nivel, diseño, población y muestra, así como las técnicas e instrumentos de recolección de datos.

El capítulo IV corresponde a resultados y discusión en donde se exponen los datos que se obtuvieron de la investigación.

Finalmente, se dan a conocer las conclusiones, referencias y anexos.

Los autores

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

Las clasificaciones geomecánicas son métodos fundamentales de la ingeniería que permite evaluar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso, los parámetros geotécnicos de diseño y el tipo de sostenimiento en una galería.

Las labores mineras subterráneas están compuestas por estructuras muy complejas, donde es necesario poseer el máximo conocimiento sobre el macizo rocoso.

Para el conocimiento del macizo rocoso existen muchas clasificaciones geomecánicas, las principales son: *Deere* (RQD), *Bieniawski* (RMR), *Barton* (Q), *Hoek* (GSI), que determina la calidad del macizo rocoso, con la finalidad de dividir el macizo rocoso en estructuras de características similares, como: litología, propiedades físicas y estructuras geológicas.

La mina artesanal Suirupata ubicada en el centro poblado de Acopalca, distrito de Paucartambo, provincia de Pasco, región Pasco, en la galería Mercedes principal. Se observa la inestabilidad del macizo rocoso con presencia de agua, y un tipo de roca sedimentaria y metamórfica con una meteorización

alterada, un espejo de falla y panizo, por lo que es necesario implementar un tipo de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes.

1.1.1. Problema general

¿Cuál será el resultado de la evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad, en la galería Mercedes de la mina artesanal Suirupata - Acopalca - Pasco 2021?

1.1.2. Problemas específicos

- a) ¿Cuál será el resultado del índice RQD para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes?
- b) ¿Cuál será el resultado del índice RMR para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes?
- c) ¿Cuál será el resultado del Q de *Barton* para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes?

1.2. Objetivo

1.2.1. Objetivo general

Analizar el resultado de la evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes de la mina artesanal Suirupata – Acopalca – Pasco 2021.

1.2.2. Objetivos específicos

- a) Determinar el resultado del índice RQD para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes.
- b) Determinar el resultado del índice RMR para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes.
- c) Determinar el resultado del Q de *Barton* para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes.

1.3. Justificación e importancia

El presente trabajo tiene como finalidad solucionar el problema de inestabilidad del macizo rocoso en la galería Mercedes, debido que no cuenta con un tipo de sostenimiento, lo cual conlleva a tener accidentes e incidentes en

la mina artesanal Suirupata, por lo que se realizó la evaluación geomecánica para implementar un sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la mina Artesanal Suirupata – Acopalca – Pasco 2021.

1.4. Hipótesis y descripción de variables

1.4.1. Hipótesis general

La evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes de la mina artesanal Suirupata – Acopalca – 2021 es factible y viable.

1.4.2. Hipótesis específicas

- a) El resultado del índice RQD es un parámetro que incide en el cálculo para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes.
- b) El resultado del índice RMR determina el tipo de macizo rocoso para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes.
- c) El resultado del Q de *Barton* determina el tipo de macizo rocoso para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes.

1.4.3. Descripción de variables

➤ **Variable independiente (X)**

Evaluación geomecánica

➤ **Variable dependiente (Y)**

Sistema de sostenimiento

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

2.1.1 Nacionales

a) La tesis doctoral «*La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila*» tiene como problema general ¿cómo mejorar la seguridad en el sostenimiento basado en la aplicación de criterios geomecánicos en los trabajos de excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila? Como objetivo general, definir estándares de seguridad para el sostenimiento, sustentados en la aplicación de criterios geomecánicos. Teniendo como hipótesis, se mejorarán las condiciones de seguridad en el sostenimiento mediante la aplicación de criterios geomecánicos en los trabajos de excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila. Y concluye que la ingeniería de minas moderna ha adoptado a la geomecánica como una herramienta tecnológica indispensable para lograr las mejores condiciones de seguridad y eficiencia en las operaciones de excavación de túneles y cavernas y otros trabajos subterráneos. Las actividades geomecánicas que se realizan en los frentes subterráneos, requieren ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte del personal involucrado con los trabajos ejecutados en la central hidroeléctrica Cerro del Águila (1).

b) En la tesis de posgrado «*Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal - contrata minera Pelyos, U. E. A. -Ana María*» tiene como problema general ¿en qué medida influirá la clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal de la contrata minera Pelyos U. E. A. - Ana María? Como objetivo general, determinar la influencia de las aplicaciones del sistema de clasificación geomecánica en el diseño de sostenimiento para la galería principal de la contrata minera Pelyos U. E. A. - Ana María. Teniendo como hipótesis, las aplicaciones del sistema de clasificación geomecánica permitirán diseñar el sostenimiento adecuado en la galería principal de la contrata minera Pelyos U. E. A. - Ana María. Y concluye que la aplicación de la geomecánica determinó el sistema de sostenimiento adecuado en la minera Pelyos, haciendo análisis de los parámetros geomecánicos de RQD promedio de 86, RMR promedio de 48, Q promedio 1.03 y GSI promedio de 43. Las características del macizo rocoso promedio son de clase buena las que determinaron el tipo de sostenimiento; se realizaron en sitios específicos de la labor con la finalidad de comprender los distintos tipos de roturas en su mayoría rotura tipo cuña, que ocurren en el macizo rocoso y su comportamiento frente a distintos esfuerzos siendo para el caso el factor de seguridad de 1.26 para la corona y hastiales, con lo que se concluye que la geomecánica es aplicable para este tipo de proyectos, que con la correcta aplicación de la misma se contribuye en la minimización de accidentes por caída de rocas en las labores subterráneas (2).

2.1.2 Internacional

a) En la tesis de grado «*Estudio comparativo entre requerimientos de soporte y fortificación de túneles definidos según métodos empíricos de clasificación geomecánica versus métodos analíticos y numéricos*» tiene como objetivo general evaluar los requerimientos de soporte en túneles obtenidos mediante el uso de metodologías empíricas y comparando sus resultados entre sí, y con el resultado de escenarios análogos obtenidos a partir de modelos analíticos y numéricos (software), concluye que es necesario comprender las implicancias del uso de metodologías empíricas en la ingeniería de túneles, entendiendo estas herramientas como una parte del proceso de diseño. Los

resultados obtenidos se deben compatibilizar con los de otros análisis de estabilidad y asimilando la idea de que el desarrollo del diseño de túneles es un proceso continuo de la mano con la construcción de la obra (3).

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Propiedades físicas de la roca

Toda roca tiene en su estructura interior una cierta cantidad de espacios libres, los cuales normalmente están rellenos con líquidos o gases (en general agua y aire).

Esto hace que se pueda considerar a la roca como un material de tres fases: sólida (material mineral), líquida (agua u otros líquidos) y gaseosa (aire u otros gases).

Entonces, toda roca puede encontrarse en alguna de las siguientes condiciones: saturada, con las tres fases o seca.

Diagrama de las tres fases para rocas

Saturado

Vw	Agua	Mw
Vs	Roca	Ms

Tres fases

Va	Aire	Ma
Vw	Agua	Mw
Vs	Roca	Ms

Seco

Va	Aire	Ma
Vs	Roca	Ms

Donde:

- Mw = masa de agua
- Ms = masa del suelo

- M = masa de la muestra
- Vw = volumen de agua
- Vs = volumen de suelo
- Vv = volumen de vacíos
- V = volumen de la muestra

❖ Contenido de agua o humedad

$$\omega = \frac{M_w}{M_s} \times 100\%$$

Donde:

- ω = contenido de agua o humedad
- Mw = masa de agua
- Ms = masa del suelo

❖ Grado de saturación

$$S_r = \frac{(V_{total} - V_v)}{V_v} \times 100\%$$

Donde:

- Sr = grado de saturación
- Vw = volumen de agua
- Vv = volumen Vacío

❖ Porosidad

$$n = \frac{V_v}{V} (\%)$$

Donde:

- n = porosidad
- Vv = volumen de vacíos
- V = volumen de la muestra

❖ **Relación de vacíos:**

$$e = \frac{V_v}{V_s}$$

Donde:

- e = relación de vacíos
- V_v = volumen de vacíos
- V_s = volumen del suelo

❖ **Densidad “*bulk*” (másica)**

$$\rho = \frac{M_{roca}}{V} \quad (\text{kg/m}^3)$$

Donde:

- ρ = densidad
- M = masa de la muestra
- V = volumen de la muestra
- M_s = masa seca
- M_w = masa de agua

❖ **Densidad seca**

$$\rho_d = \frac{M_{seca}}{V_{roca}} \quad (\text{kg/m}^3)$$

Donde:

- ρ_d = densidad seca
- M_s = masa seca
- V = volumen de la muestra

❖ Densidad de sólidos

$$\rho_s = \frac{M_{roca}}{V_{roca}} \text{ (kg/m}^3\text{)}$$

Donde:

- ρ_s = densidad de sólidos
- M_s = masa seca
- V_s = volumen seco

❖ Gravedad específica

$$G_s = \frac{\rho}{\rho_w}$$

Donde:

- G_s = gravedad específica
- ρ = densidad
- ρ_w = densidad del agua

2.2.2. Propiedades mecánicas de la roca

➤ Carga puntual

El fragmento se introduce en la máquina de ensayos y los punzones se cierran para establecer contacto a lo largo de un diámetro del testigo (**D**). La distancia **L** existente entre los puntos y el extremo libre más cercano debe ser al menos 0,5 D. La distancia D se medirá con precisión + 2%.

La carga se incrementará de forma constante, de tal manera que se produzca la rotura entre 10 s y 60 s, quedando registrada la carga **P**. La resistencia a carga puntual no corregida, I_s , se obtiene de la expresión: $I_s = P/D^2$

El índice de resistencia a carga puntual $I_s(50)$, de una roca, se define como el valor de I_s que se obtendría para la misma muestra con un diámetro equivalente de 50 mm. Para la corrección por tamaño se aplica la siguiente fórmula: $I_s(50) = F \cdot I_s$

Donde F es un factor de corrección que se obtiene a partir de la gráfica de la derecha o de la siguiente expresión: $F = (D/50)^{0,45}$

El resultado se expresa en MPa. (4)

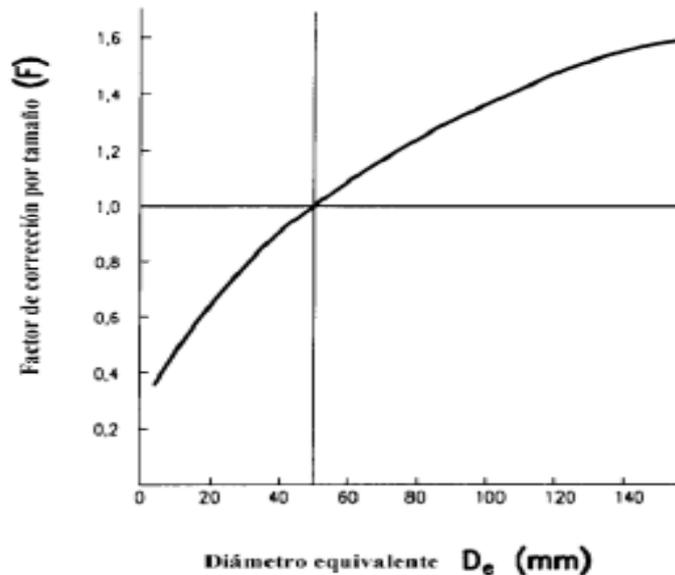


Figura 1. Diagrama del diámetro equivalente y el factor de correlación por tamaño

L_s es una función de D_e , por lo que se debe aplicar una corrección para obtener un valor único de esfuerzo para una muestra de roca. El valor corregido, denominado $l_{s(50)}$ corresponde al valor de l_s medido en un ensayo diametral con diámetro $D=50$ mm. La corrección es:

$$l_{s(50)} = \left(\frac{D_e}{50}\right)^{0,45} * \left(\frac{P}{D_e^2}\right) MPa$$

Los resultados de ensayos diametrales, axiales y bloques irregulares deben ser calculados separadamente.

Finalmente, a partir del índice de carga puntual corregido l_s se puede estimar la resistencia a la compresión simple, mediante la fórmula de *Broch* y *Franklin*.

$$\sigma_c = k l_{s(50)}$$

Donde:

σ_c = resistencia a la compresión simple estimada a partir del L_s (50) (en MPa)

k = factor de conversión

El factor de conversión varía de 10 a 50, y se determina comparando los ensayos de compresión simple y de carga puntual por cada grupo de muestras de una roca dada.

Procedimientos

- ❖ Medir las dimensiones de la muestra de roca.
- ❖ Limpiar la superficie de la muestra.
- ❖ Colocar la muestra en la máquina de ensayos controlando que las puntas cónicas tengan contacto con la superficie de la muestra.
- ❖ Aplicar una carga en forma constante hasta que la ruptura ocurra (10 a 60 segundos)
- ❖ Tomar nota de la carga máxima aplicada sobre la muestra.
- ❖ Armar la muestra fracturada con ayuda de una cinta adhesiva.
- ❖ Repetir este procedimiento para tres geniermuestras.

2.2.3. Índice de calidad de roca RQD

Existe la necesidad de cuantificar la competencia del macizo rocoso como una base común para la comunicación de este tipo de información y el desarrollo de guías de diseño de ingeniería de rocas. El índice de calidad de roca, conocido como RQD (5), es uno de los sistemas más empleados para caracterizar la competencia del macizo rocoso (6).

El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso, de 100% (el más competente) a 0% (el menos competente: condición de suelo). La interpretación del valor del RQD se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 1
Interpretación de valores de RQD

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD
Muy pobre	0 – 25
Pobre	25 – 50
Regular	50 – 75
Buena	75 – 90
Excelente	90 – 100

El sistema se basa en medir la frecuencia del número de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso, en la dirección que se mide. Si la frecuencia de fracturas aumenta, la valoración del RQD disminuye.

Originalmente, el sistema de RQD fue desarrollado para taladros de perforación diamantina de diámetro mayor o igual a 54 mm. Sin embargo, las perforaciones de exploración comúnmente utilizan diámetros menores de perforación, tales como BQ y NQ (diámetros de 47.6 mm y 50.5 mm respectivamente). Aunque, los testigos de perforación diamantina menores son más propensos a sufrir fracturas inducidas a partir del proceso de perforación y manipuleo, los diámetros de testigos mencionados anteriormente (BQ y NQ) son apropiados para la recolección de datos geotécnicos (7) (6).

El valor del RQD es la relación expresada como un porcentaje de la suma de todas las partes de longitudes mayores a 10 cm dividido por la longitud total de la corrida de perforación. El RQD se mide normalmente para cada corrida de perforación. Sin embargo, a veces este es registrado para distintas longitudes de taladro, como por ejemplo cada 10 m. Lo importante es medirlo dentro de un mismo dominio geotécnico que es definido por el tipo litológico.

A continuación, se muestran algunas recomendaciones prácticas para el cálculo del RQD:

- La longitud de testigo no recuperada debe ser incluida en la longitud total del testigo.
- Las fracturas a lo largo del eje del testigo no deben ser consideradas como fractura y por ende no deben afectar el cálculo del RQD.

- Las fracturas o roturas mecánicas o creadas por el manipuleo deben ser ignoradas.
- Las roturas inducidas por esfuerzos (“*disking*” del testigo) deben ser ignoradas en los cálculos.
- El RQD debe ser evaluado sobre testigos relativamente frescos (algunos pueden deteriorarse).
- Se deben considerar taladros perforados en diferente rumbo y buzamiento para tener una mejor representación del RQD.
- Evitar registrar como RQD 100% a una roca poco competente (roca muy alterada, panizo, etc.).

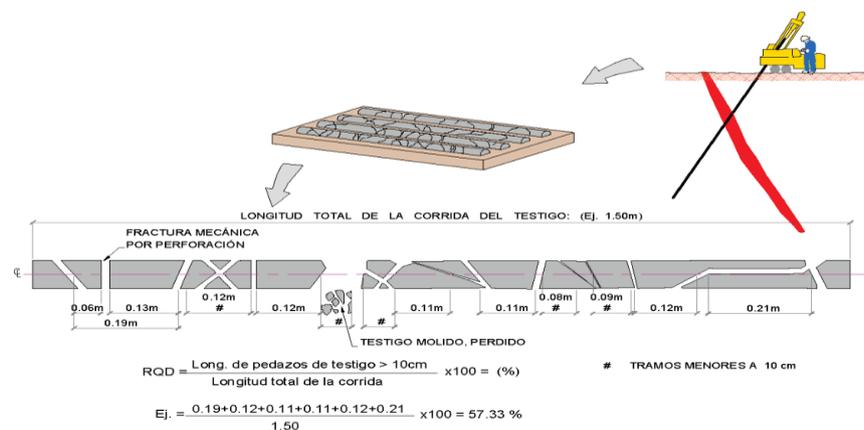


Figura 2. Procesos comúnmente usado para evaluar el valor RQD de un testigo

Formula general de RQD con testigo (sondaje diamantino).

Donde los tramos menores a 10 cm no se toman en cuenta.

$$RQD = \frac{\text{Long. de perforación de testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{Longitud de corrida}} \times 100 = (\%)$$

El RQD debe considerarse como una estimación rápida y preliminar de las condiciones del macizo rocoso que deberá ser complementada posteriormente con métodos de clasificación de macizo rocoso más sofisticados según sea necesario.

Asimismo, el RQD tiene algunas limitaciones, por ejemplo:

- No tiene en cuenta la resistencia al corte de las discontinuidades.
- Puede ser muy sensible a la orientación del testigo de perforación con respecto a las estructuras.

Se han propuesto métodos alternativos para calcular el RQD a partir del mapeo de juntas o discontinuidades en las paredes de excavaciones subterráneas. Uno de ellos consiste en emular el cálculo convencional del RQD en testigos, pero aplicándolo a lo largo de una "línea de detalle" o una regla colocada contra la pared de una excavación como se muestra en la siguiente figura.

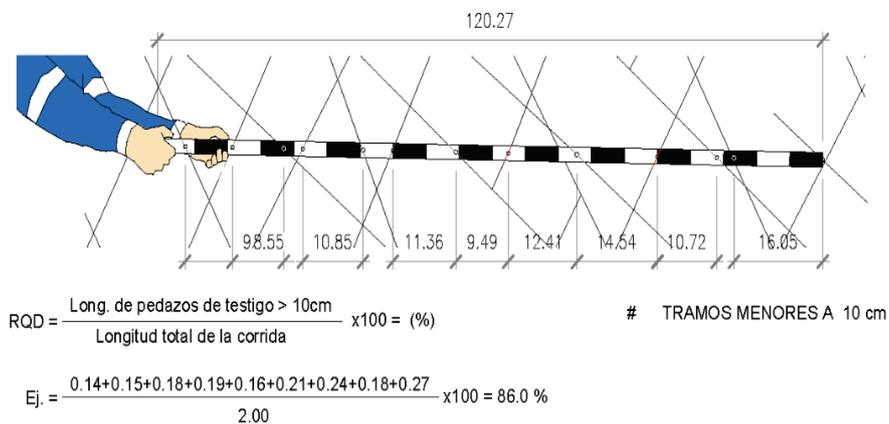


Figura 3. Proceso comúnmente utilizado para evaluar el RQD a partir del mapeo de paredes de excavaciones subterráneas

Frecuencia lineal de discontinuidades

Como una alternativa al RQD, la frecuencia lineal de discontinuidades también es un índice para estimar la intensidad de juntas en un macizo rocoso. Se calcula simplemente agregando el número de discontinuidades naturales por metro de muestreo (testigo de perforación diamantina o línea de detalle en una cara de roca).

Existe la propuesta que relaciona las condiciones del macizo rocoso esperadas con el RQD y la frecuencia lineal de discontinuidades (8):

Tabla 2
Relación entre RQD y frecuencia lineal

Calidad de roca	Frecuencia lineal	RQD
Muy pobre	> 17	0 – 20
Pobre	12 – 17	20 – 40
Regular	7 – 12	40 – 60
Buena	4 – 7	60 – 80
Muy buena	1.5 – 4	80 – 95
Excelente	< 1.5	95 – 100

En la práctica, un valor alto de RQD no siempre se traduce en roca de alta calidad. Es posible loguear 1.5 metros de salbanda arcillosa intacta y describirla con un RQD de 100%. Esto puede ser cierto basándose en la definición original de RQD, pero es muy engañoso y da la impresión de tratarse de roca competente. Para evitar este problema, se introdujo el parámetro llamado HRQD (*Handled RQD*) (9). El HRQD es medido de la misma manera que el RQD luego de que el testigo ha sido manipulado firmemente en un intento por romperlo en fragmentos pequeños. Durante el manipuleo, el testigo se gira y dobla firmemente, pero sin usar una fuerza substancial ni herramienta alguna (6).

A menudo, se necesita una estimación del RQD en áreas donde se ha realizado el mapeo de línea de detalle o mapeo por celdas. En estas áreas no es necesario usar testigos, ya que se puede obtener una mejor imagen del macizo rocoso a partir del mapeo. Para estos casos, se recomiendan los siguientes métodos o correlaciones para estimar el RQD:

➤ **Muestreo lineal**

Para los datos de mapeo por la línea de detalle se puede obtener un espaciamiento promedio de las juntas (número de discontinuidades divididas por longitud transversal) (10). Se ha vinculado el espaciamiento promedio de las discontinuidades al RQD (8). Las calificaciones en la figura se refieren a RMR89. Cabe señalar que el RQD máximo corresponde a la relación propuesta por Priest y Hudson. El RQD se puede estimar a partir del espaciamiento promedio de las discontinuidades basado en la siguiente ecuación (11):

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

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{número de discontinuidades}}{L \text{ (m)}}$$

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de la discontinuidades}}$$

Se relaciona el espaciamiento de las discontinuidades con el RQD promedio usando la siguiente imagen que probablemente conducirá a estimaciones conservadoras. En consecuencia, el uso de la ecuación es probablemente lo más apropiado. Sin embargo, debe observarse que esta relación también depende de la dirección del eje de la medición. Para un espaciamiento de discontinuidades promedio, dado que existe un rango significativo de valores de RQD posibles.

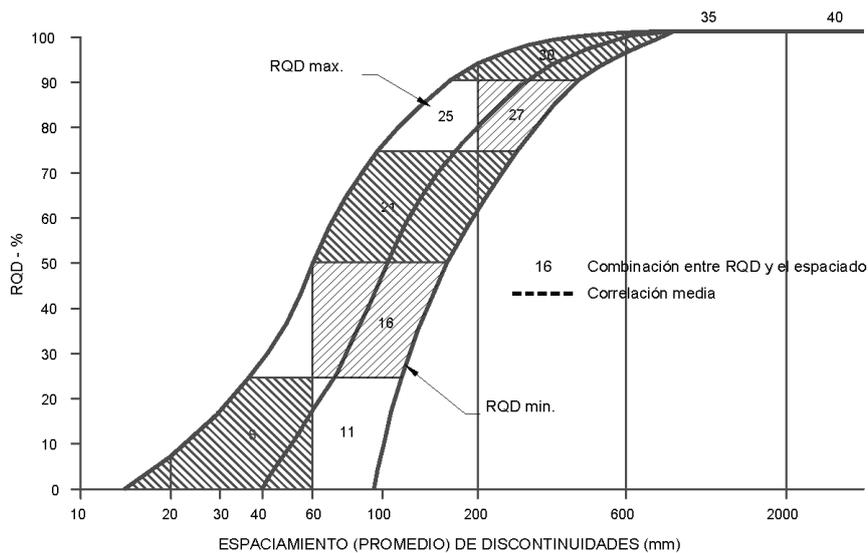


Figura 4: Relación entre espaciamiento de discontinuidad y RQD

➤ **Muestreo volumétrico**

Para el mapeo por celdas, a menudo, está disponible una imagen más tridimensional del espaciamiento de las discontinuidades. Se define a J_v como número de juntas presentes en un metro cúbico de roca (12):

$$J_v = \sum \frac{1}{s_1}$$

Donde:

S: espaciamiento de juntas en metros para el conjunto de juntas real.

El RQD está relacionado al J_v por la siguiente ecuación:

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

Y el RQD = 100% cuando $J_v \leq 4.5$ y RQD=0% cuando $J_v > 35$

Esta expresión fue incluida en el sistema Q (1974), posteriormente se actualizó la relación como:

$$RQD = 110 - 2.5 * J_v$$

Y el RQD = 100% cuando $J_v \leq 4$ y RQD = 0% cuando $J_v > 44$

Este enfoque promedia una parte de las anisotropías en el término del RQD y brinda un valor más representativo.

Los principales inconvenientes del RQD son que este es sensible a la dirección de medición y no es afectado por cambios en el espaciamiento de las juntas si este es superior a 1 m.

La compilación de valores del RQD o frecuencia lineal de discontinuidades, en un modelo que puede ser manipulado electrónicamente y visualizado, proporciona una herramienta de diseño útil si hay suficiente información para desarrollar un modelo estadísticamente confiable. Este puede ser alimentado directamente en sistemas de clasificación de macizo rocoso más sofisticados o simplemente permite al área de geomecánica y planeamiento, identificar y dar cuenta de la intensidad de las juntas durante el proceso de diseño.

2.2.4. Sistema RMR

La clasificación RMR ha sido desarrollada por Bieniawski entre los años 1972 a 1989 y está basada en mediciones de campo de más de 300 casos de túneles, cavernas y cimentaciones en el mundo. Esta clasificación toma en cuenta seis parámetros básicos que son (13):

- Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa
- RQD Grado de fracturación del macizo rocoso
- Espaciado de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades, el cual consiste en considerar los siguientes parámetros:
 - Abertura de las caras de la discontinuidad
 - Continuidad o persistencia de la discontinuidad
 - Rugosidad
 - Alteración de la discontinuidad
 - Relleno de las discontinuidades
- Presencia del agua, en un macizo rocoso, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, la descripción utilizada para este criterio es: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.
- Orientación de las discontinuidades (14)

Cada uno de estos parámetros tiene un valor numérico que se suma o resta definiendo cinco categorías de calidad de roca. (13)

Tabla 3
Escala de calidad de la clasificación RMR89

RMR	Clase	Calidad
100 a 81	I	Muy buena
80 a 61	II	Buena
60 a 41	III	Mediana
40 a 21	IV	Mala
< 20	V	Muy mala

Tabla 4
Clasificación geomecánica de RMR

1	Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)	Ensayo de carga puntual	>10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión simple (Mpa)			
		Compresión simple	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	<1	
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%			
	Puntuación		20	17	13	6	3			
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	<0.06m			
	Puntuación		20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1 - 3m	3 - 10m	10 - 20m	>20m			
		Puntuación		6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1mm	0.1 - 1.0mm	1 - 5mm	>5mm			
		Puntuación		6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	suave			
		Puntuación		6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm			
		Puntuación		6	4	2	1	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta			
Puntuación		6	5	3	1	0				
5	Agua freática	Caudal por 10m de tunel	Nulo	<10 litros/min	10 - 25 litros/min	5 - 125 litros/min	>125 litros/min			
		Relación: presión de agua / tensión principal mayor	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	>0.5			
		Estado general	Seco	Ligeramente humedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo			
		Puntuación		15	10	7	4	0		

Correlación por la orientación de las discontinuidades

Tabla 5
Parámetros de la clasificación RMR

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Tuneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

Tomada de Bieniawski (1989)

Para obtener el Índice RMR de Bieniawski se realiza lo siguiente:

- ❖ Se suman las 5 variables o parámetros calculados, eso da como resultado un valor índice (RMR básico).

- ❖ El parámetro 6 que se refiere a la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

El valor del RMR varía entre 0 a 100 (14)

Primer parámetro: resistencia de la roca

➤ Carga puntual

Cálculo

El índice de carga puntual sin corrección se calcula de la siguiente manera:

$$l_s = \frac{P}{D^2} \text{ MPa}$$

Donde:

P = carga de falla, N, (debido a que la presión se realiza a través de puntas cónicas, es necesario realizar una corrección, la cual es: P = valor medido en la máquina * 14.426 cm)

D= para muestras diametrales unidades (mm)

Tabla 6
Resistencia de la roca

Descripción	Resistencia a la compresión simple	Ensayo de carga puntual (MPa)	Valoración
Extremadamente dura	> 250	> 10	15
Muy dura	100 – 250	4 – 10	12
Dura	50 – 100	2 – 4	7
Moderadamente dura	25 – 50	1 – 2	4
Blanda	5 – 25		2
Muy mala	1 – 5	< 1	1
	< 1		0

Resistencia de algunas rocas sanas en (MPa)

Tabla 7

Resistencia de algunas rocas sanas en (MPa)

Tipo de roca	Resistencia a la compresión simple (Mpa)		
	Minimo	Maximo	Medio
Creta	1	2	1.5
Sal	15	29	22
Carbón	13	41	31
Limonita	25	38	32
Esquistos	31	70	43
Pizarra	33	150	70
Arcillita	36	172	95
Arenisca	40	179	95
Marga	52	152	99
Mármol	60	140	112
Caliza	69	180	121
Dolomía	83	165	127
Andesita	127	138	128
Granito	153	233	188
Gneis	159	256	195
Basalto	168	359	252
Cuarcita	200	304	252
Dolerita	227	319	280
Gabro	290	326	298
Taconita	425	475	450
Sílice	587	683	635

Segundo parámetro: cálculo del RQD

La calidad de roca RQD se puede determinar:

- ❖ Trozos de rocas testigos mayores de 10 cm recuperados en sondeos.
- ❖ Número total de discontinuidades que interceptan una unidad de volumen (1m^3) del macizo rocoso, definido mediante el parámetro J_v .
- ❖ Teóricamente a partir de la densidad de las discontinuidades o frecuencia de las discontinuidades (ρ) (11) (14).

Para el primer caso se utiliza la ecuación A:

$$RQD = \frac{\sum(\text{ripios} > 10\text{cm})}{\text{Total de la perforación}}$$

Para el segundo caso se utiliza la ecuación B:

$$RQD = 115 - 3.3 * J_V$$

Para el tercer caso se utiliza la ecuación C:

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

El valor obtenido en las fórmulas A, B o C es comparado en la siguiente tabla:

Tabla 8
Comparación de las fórmulas A, B y C

Indice de calidad RQD (%)	Calidad	Valoración
0 - 25	Muy mala	3
25 - 50	Mala	8
50 - 75	Regular	13
75 - 90	Buena	17
90 - 100	Excelente	20

Asimismo, se puede buscar la valoración para el RQD, a partir del siguiente gráfico:

Gráfico para calcular el parámetro de RQD

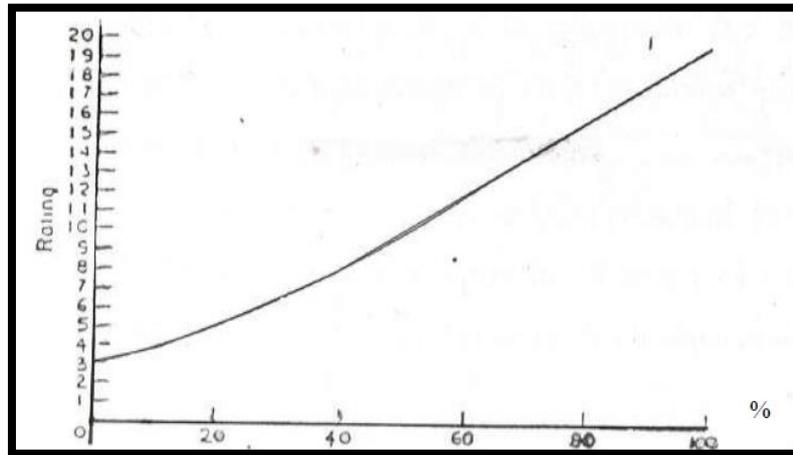


Figura 5. Gráfico para calcular el parámetro del RQD

Tercer parámetro: separación de las discontinuidades

El espaciado es la distancia perpendicular entre discontinuidades entre discontinuidades adyacentes. Este determina el tamaño de los bloques de roca intacta.

Condición

Cuando menos espaciado tenga, los bloques serán más pequeños, y cuando más espaciado tenga, los bloques serán más grandes.



Figura 6. Espaciamiento entre discontinuidades

La separación o el espaciado de las discontinuidades está clasificada según la tabla que a continuación se observa (14):

Tabla 9
Espaciamientos de las discontinuidades

Descripción	Espaciado de las juntas	Tipo de macizo rocoso	Valoración
Muy separadas	>2m	Solido	20
Separadas	0.6 – 2m.	Masivo	15
Moderadamente juntas	200 – 600 mm.	En bloques	10
Juntas	60 – 200mm.	Fracturado	8
Muy juntas	<60mm.	Machacado	5

Cuarto parámetro: condiciones de las discontinuidades

Aberturas de las discontinuidades

Abertura es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que esta presenta.

Condición

A menor abertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor abertura, las condiciones serán más desfavorables.



Figura 7. La separación entre las paredes rocosas de la discontinuidad

Las aberturas están clasificadas según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 10
Aberturas de las discontinuidades

Grado	Descripción	Separación de las caras	Valoración
1	Abierta	>5mm.	0
2	Moderadamente abierta	1 – 5 mm.	1
3	Cerrada	0.1 – 1 mm	4
4	Muy cerrada	<0.1 mm	5
5	Ninguna	0	6

Continuidad o persistencia de las discontinuidades

Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad.

Condición

Cuando menos sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuando mayor sea esta, será menos estable.

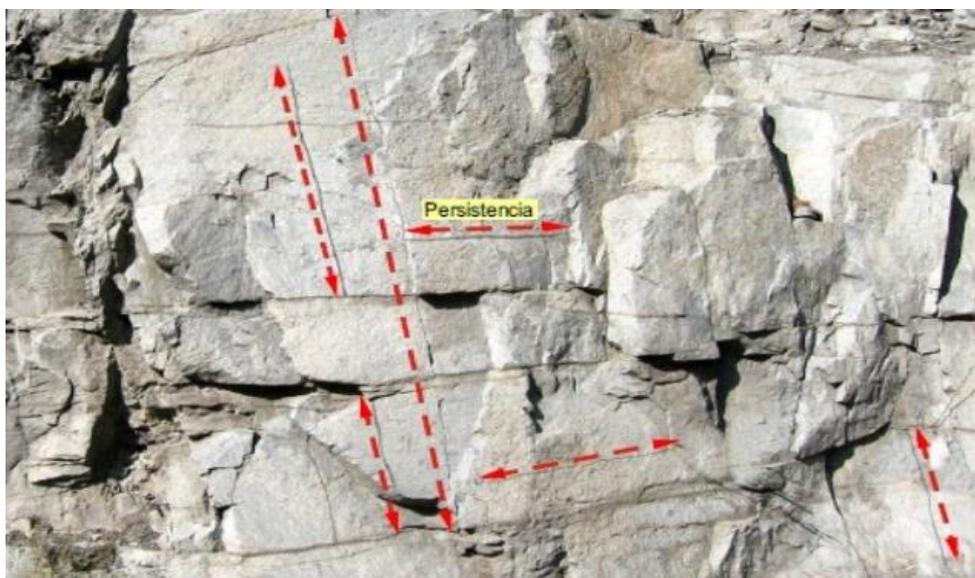


Figura 8. La persistencia a lo largo de la discontinuidad

La continuidad o persistencia está clasificada según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 11

Continuidad o persistencia de las discontinuidades

Grado	Descripción	Continuidad	Valoración
1	Muy baja	<1 m	6
2	Baja	1 – 3 m	4
3	Media	3 – 10 m	2
4	Alta	10 – 20 m	1
5	Muy alta	> 20 m	0

Rugosidad de las discontinuidades

Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad.

Condición

Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuando mayor sea esta, la masa rocosa será más competente.

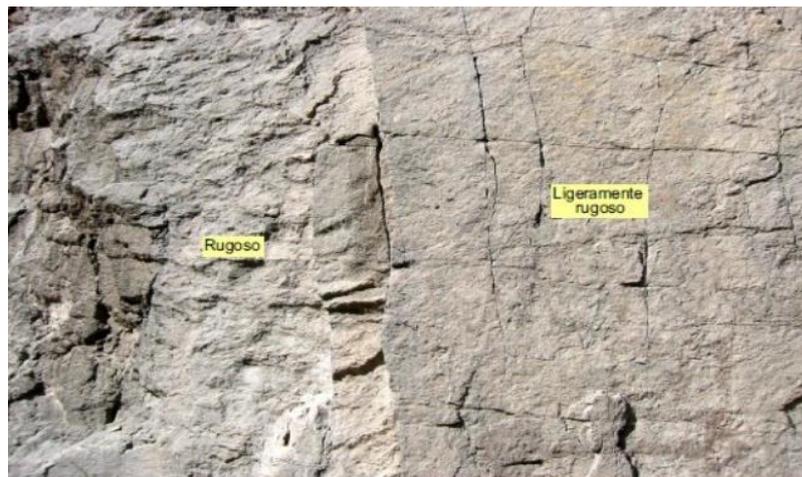


Figura 9. La aspereza o irregularidad en la superficie de la discontinuidad

La rugosidad está clasificada según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 12

Rugosidad de las discontinuidades

Grado	Descripción	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

Relleno de las discontinuidades.

Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad.

Condición

Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando estos son más duros, esta es más competente.



Figura 10. El material que se encuentra relleno dentro de la discontinuidad

El relleno está clasificado según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 13

Relleno de las discontinuidades

Grado	Descripción	Valoración
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5 mm	2
3	Duro > 5 mm	3
4	Duro < 5 mm	4
5	Ninguno	6

Alteración de las discontinuidades

La alteración está clasificada según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 14
Alteración de las discontinuidades

Grado	Descripción	Valoración
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

Quinto parámetro: la presencia del agua

Para calcular la valoración según la presencia del agua se toma como referencia la tabla que a continuación se especifica (14).

Tabla 15
Parámetro de la presencia del agua

Caudal por 10m de tunel	Relacion agua – Tension PPAL mayor	Descripción	Valoración
Nulo	0	seco	15
<10litros/min	<0.1	Ligeramente húmedo	10
10 – 25 litros/min	0.1 – 0.2	Húmedo	7
25 – 125 litros/min	0.2 – 0.5	Goteando	4
>125 litros/min	> 0.5	Fluyente	0

Sexto parámetro: orientación de las discontinuidades

Es la posición de la discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por su rumbo y buzamiento.

Condición

Cuando un grupo de discontinuidades se presenta con similar orientación o, en otras palabras, son aproximadamente paralelas, se dice que esas forman un “sistema” o una “familia” de discontinuidades.

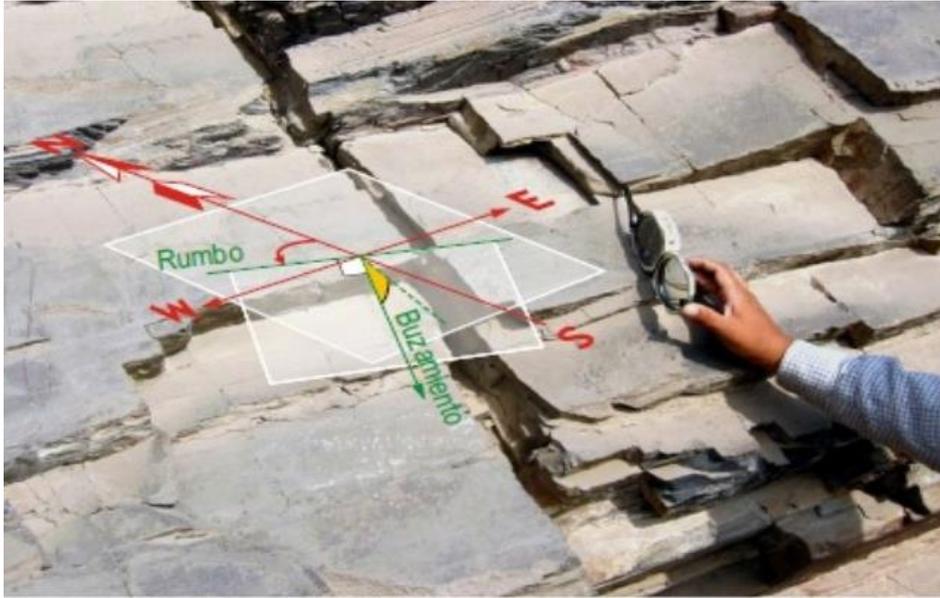


Figura 11. Dirección del rumbo o buzamiento de las discontinuidades

Para la valoración de este parámetro se debe clasificar la roca de acuerdo al rumbo y buzamiento con respecto a la obra civil que se va a ejecutar, esta clasificación se especifica a continuación (14):

Tabla 16

Clasificación para la determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje de la obra

Dirección perpendicular al eje de la obra				Dirección paralelo al eje de la obra		Buzamiento 0 -20° cualquier direccion
Excav. Con buzamiento		Excav. Contra buzamiento		obra		
Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio	Desfavorable

Valoración para túneles y minas.

Tabla 17

Valoración para túneles y minas

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

Valoración para fundaciones.

Tabla 18

Valoración para fundaciones

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-7
Desfavorable	-15
Muy desfavorable	-25

Valoración para taludes.

Tabla 19

Valoración para taludes

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-5
Medio	-25
Desfavorable	-50
Muy desfavorable	-60

Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR

Tabla 20

Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR

Clase	Calidad	Valoración RMR	Cohesión	Angulo de rozamiento
I	Muy buena	100 - 81	>4 kg/cm ²	>45°
II	Buena	80 - 61	3 - 4 kg/cm ²	35° - 45°
III	Media	60 - 41	2 - 3 kg/cm ²	25° - 35°
IV	Mala	40 - 21	1 - 2 kg/cm ²	15° - 25°
V	Muy mala	<20	<1 kg/cm ²	<15°

Guía para la excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería donde la condición de la roca es importante (Según Bieniawski).

Tabla 21

La excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería donde la condición de la roca es importante

Clase de macizo rocoso	Excavación	Pernos (20 mm de diametro) inyectados	Soporte con concreto armado	Costillas
I. Roca muy buena, RMR: 81 -100	Asección completa. 3m de avance.	Generalmente no se requiere		Ninguno
II. Roca buena, RMR: 61 -80	Asección completa 1 - 1.5m de avance. Soporta completo a 20m del frente.	Pernos en la corona de 3m de longitud espaciados a 2.5 m malla ocasional.	50mm en la corona donde se requiera	Ninguno
III. Roca regular, RMR: 41 -60	Frente superior y destroza, 1.5 - 3m de avance en media sección. Inicio del soporte despues de cada voladura. Soporte completo a 10m del fente.	Pernos sistematicos, 4m de longitud, espaciados 1.5 - 2 m en la corona y hastiales con malla en la corona.	50 -100 mm en la corona y 30 mm por los lados.	Ninguno
IV. Roca pobre, RMR: 21 - 40	Frente superior y destroza, 1 - 1.5 m de avance en la media seccion superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación 10m del frente.	Pernos sistematicos, 4 - 5 m de longitud, espacidos 1 - 1.5 m en la corona y hastiales con malla.	100 - 150 mm en la corona y 30 mm por los lados.	Costillas ligeras a medias espaciadas 1.5 m a sonde se requiera.
V. Roca muy pobre, RMR: <20	Multiples galerias 0.5 -1.5 mts. De avance en la sección superior. Intalacion de soporte conjuntamente con la excavación. Concreto proyectado tan pronto como sea posible despues de las voladuras.	Pernos sistematicos, 5 -6 m de longitud, espaciados 1 - 1.5 m en la corona y hastiales con malla. Pernos invertidos.	150 -200 mm en la corona, 50 mm en los lados y 50 mm al frente.	Costillas medianas a resistentes, espaciadas a 0.75 m, con planchas de acero y tablestacas si se requiere.

2.2.5. Sistema Q de Barton

El sistema Q fue desarrollado en el NGI (*Norwegian Geotechnical Institute*) (15), para el diseño de excavaciones subterráneas, principalmente túneles. Este sistema ha sido mejorado y actualizado constantemente, siendo la última actualización del año 2007, la cual incluye investigaciones analíticas respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados reforzados con concreto lanzado (RRS) como una función de la carga y de la calidad del macizo rocoso, así como la absorción de energía del concreto lanzado (Normas EFNARC – *European Federation of National Associations Representing for Concrete*) (6).

El Sistema Q es un sistema de clasificación del macizo rocoso con respecto a la estabilidad de excavaciones subterráneas para brindar una descripción de la calidad del macizo rocoso. El Sistema Q se basa en la estimación de seis parámetros independientes y expresa la calidad de la roca Q, como función de esos parámetros.

Factores y parámetros

El valor numérico del índice de Q se calcula mediante la siguiente fórmula:

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

Donde:

RQD = índice de calidad de la roca de Deere

J_n = parámetro basado en el número de familias de discontinuidades

J_r = parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades

J_a = parámetro basado en la alteración de las discontinuidades

J_w = parámetro basado en la presencia de agua

SRF = factor de reducción de esfuerzos

Agrupando los seis parámetros en tres factores:

RQD/J_n: tamaño de bloques

J_r/J_a: resistencia al cizallamiento entre bloques

J_w/SRF: esfuerzos activos

Los autores del método realizan el siguiente comentario sobre estos tres factores

RQD/J_n: es una medida rudimentaria del tamaño de los bloques con valores extremos 100/0.5 y 10/20, entendiendo el valor mínimo de RQD=10%, por tanto, el rango limitado de RQD se extiende gracias a la división por el factor J_n. Este cociente representa la estructura a gran escala del macizo rocoso dando una cruda medición respecto al tamaño del bloque de entre 20 y 0.5, son vistas como una aproximación cruda, pero bastante realista, aunque probablemente el

tamaño más grande será varias veces el tamaño extremo del parámetro y los fragmentos más pequeños, menores a la mitad del valor del cociente, donde las partículas de arcilla están obviamente excluidas.

Jr/Ja: la rugosidad y las características de la fricción de las paredes de las diaclasas o de la materia de relleno. Este cociente se inclina a favor de las diaclasas rugosas e inalteradas que se encuentran en contacto directo. Estas superficies están cerca de la resistencia óptima y tenderán a dilatarse fuertemente cuando estén sometidos a esfuerzos cortantes y, por lo tanto, serán muy favorables a la estabilidad del túnel.

Cuando las diaclasas tienen recubrimiento y relleno arcillosos delgados se reduce notablemente su resistencia, sin embargo, el contacto de las paredes después de un ligero desplazamiento por el esfuerzo cortante puede ser muy importante y salvar la excavación de un colapso cuando no exista contacto entre paredes, la situación para la estabilidad del túnel se presenta de manera muy desfavorable.

Jw/SRF: representa dos grupos de parámetros de esfuerzo.

SRF, se puede considerar un parámetro tal de esfuerzos a:

- La carga que se disipa en el caso de excavación dentro de una zona de fallas y rocas compactada con arcilla.
- Los esfuerzos de una roca competente.
- Las cargas compresivas en una roca plástica competente.

Jw: corresponde a una medición de la presión de agua en las fisuras que tiene un efecto negativo en la resistencia de esfuerzos cortantes de las fisuras debido a la reducción del esfuerzo efectivo normal.

El valor del índice Q es un buen estimador de estabilidad del macizo rocoso tal que altos valores indican buena estabilidad y bajos valores indican mala estabilidad queriendo ir este valor desde 0,001 hasta 1000.

El valor de Q se calcula a partir de la determinación del valor numérico de 6 parámetros, que es la guía para determinar el valor numérico en terreno.

Jn (número de sistemas de diaclasas): la forma y el tamaño de los bloques dependerá de la geometría de los sistemas de diaclasas. Por lo general, existe en forma mayoritaria entre dos y cuatro sistemas un conjunto de 10 plazas, constituye un sistema cuando estas tienen una disposición más o menos paralela en rumbo y buzamiento con el espaciamiento regular, se muestran ejemplos para distinguir estos sistemas; los sistemas de diaclasas subordinados son aquellos de poca cantidad que no causan problemas en la estabilidad del caballo.

Jr (medidas de rugosidad de las paredes de las diaclasas): el valor de **Jr** depende de las características de las paredes de las diaclasas, si ellas son azuladas, lanas, rugosas o suaves. el valor de **Jr**(numérico) depende de estas condiciones, las cuales se pueden separar en dos escalas. Los términos de rugosas - suaves están referidos a escala de centímetros o milímetros; en cambio, los términos ondulados – planas están referidos a una escala de decenas de centímetros a metros.

Si las diaclasas tienen relleno grueso como arcilla minera blandos; entonces determina el valor de la rugosidad, pero tiene poca importancia, por contacto pared - pared este contacto no ocurrirá en la deformación de las rocas antes de 10 cm (categoría C).

Si las diaclasas tienen rellenos delgados de contacto pared - pared ocurrirá antes de 10 cm de deformación (categoría B), ver tabla 17.

Ja (medidas de la alteración de los rellenos): el valor de **Ja** depende del espesor del relleno y de su composición. Para determinación **Ja** divididos en tres categorías:

- Contacto para pareja
- Contacto pared - pared antes de 10 cm de deformación
- Sin contacto pared - pared durante la deformación

Para ver los valores numéricos de **Ja** para estas tres categorías se debe ver tabla 17.

Los minerales a menudo son fáciles de identificar, pero en algunos casos puede ser necesario el uso de ensayos de laboratorio para determinar por ejemplo “arcillas expansivas”.

Jw (factor de reducción por agua): la presencia de agua ablanda los rellenos de diaclasas, incluso ocasiona su lavado. Es la causa de inestabilidad especialmente en las rocas de mala calidad con rellenos blandos, donde la deformación ocurre en forma rápida.

El valor numérico del factor de reducción por agua depende de las infiltraciones de agua hacia el interior de la excavación.

SRF (factor de reducción de esfuerzo): en general el SRF describe la relación entre esfuerzos y resistencia de la roca de la periferia de la excavación. Ambos, resistencia y esfuerzos, pueden ser medidos y entonces el SRF puede ser calculado de las relaciones entre las resistencias a la compresión uniaxial σ_c y el esfuerzo principal mayor σ_1 , o la relación entre el máximo esfuerzo tangencial σ_t y el esfuerzo a la compresión uniaxial σ_c si esta información no está disponible, el valor de SRF puede ser estimado de la experiencia, de las observaciones de la excavación y los trabajos realizados antes de la excavación como: levantamiento topográfico e información geológica geotécnica.

Las situaciones de esfuerzo están clasificadas en cuatro categorías:

- a) Zonas de debilidad que interceptan la excavación, las cuales pueden causar inestabilidad en el macizo durante la construcción del túnel.
- b) Roca competente, problemas de esfuerzos
- c) Roca comprensiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones de roca
- d) Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la presencia de agua.

Tabla 22

Valores de los parámetros del sistema Q

Parámetros	Número de Familias	Valores	Observaciones
Jn	Masivo, sin o con pocas juntas	0.5 - 1	1.- Para cruces en túneles utilizar (3 x Jn) 2.- Para portales utilizar (2 x Jn)
	Una familia de juntas	2	
	Una familia y algunas juntas ocasionales	3	
	Dos familias de juntas	4	
	Dos familias y algunas juntas	6	
	Tres familias de juntas	9	
	Tres familias y algunas juntas	12	
	Cuatro familias o más, roca muy fracturada	15	
	Roca triturada	20	
Jr	Juntas discontinuas	4	1.- Se añade 1.0 si el espaciamento medio juntas es mayor de 3 m. 2.- Jr = 0.5 se puede usar para juntas de fricción planas y que tengan alineaciones orientadas para la resistencia mínima
	Juntas rugosas o irregular ondulada	3	
	Suave ondulada	2	
	Rugosa o irregulares plana	1.5	
	Suave plana	1	
	Espejo de falla o superficie de fricción plana.	0.5	
	Zona de contiene mineral arcilloso de espesor suficiente gruesa para impedir el contacto entre dos caras.	1	
Contacto entre las dos caras de la junta.	Juntas sellada, dura, sin reblandamiento Relleno impermeable	0.75	1.- Los valores de ángulo de fricción residual, se indican como guía aproximadas mineralógicas de los productos de la alteración di es que están presentes.
	Caras de la juntas únicamente manchadas	1	
	Las caras de la junta están alteradas ligeramente	2	
	Recubrimiento de limo y arena arcillosa	3	
	Recubrimiento de mineral arcilloso blando o de baja fricción	4	

Ja	Contacto entre las dos caras de la juntas con menos de 10 cm de desplazamiento laterales.		
	Partículas de arena, roca desintegrada, libre de arcilla.	4	
	Fuertemente sobreconsolidados, relleno de mineral arcilloso no reblandeados. Los recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor	6	
	Sobre consolidación media a baja, recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor	6	
	Relleno de arcilla expansivas ejem. Montmorillonita, de espesor continuos de 5 mm. El valor Ja depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcila expansiva.	8 - 12	
	No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta es cizallada.		
	Zonas o bandas de roca desintegrada o machacada y arcilla.	6 -8 8 - 12	
	Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeñas fricción de arcilla sin reblandamiento.	5	
	Zonas o capas gruesas de arcilla.	10 - 13 13 -20	
Jw	Excavaciones secas o con fluencia poco importante, menos de 5l/min. Localmente	1	
	Fluencia o presión media, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0.66	
	Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0.33	
	Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas con las voladuras disminuyendo con el tiempo.	0.1 -0.2	
	Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05 - 0.1	
SRF	Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad)	10	
	Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente(profundidad de excavacion menor de 50 m.)	5	
	Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente(profundidad de excavacion mayor a 50 m.)	2.5	
	Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad)	7.5	
	Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (porfundidad de excavación menor a 50 m.)	5	
	Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (porfundidad de excavación mayor a 50 m.)	2.5	
	Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad)	5	

Los puntajes para cada parámetro correspondiente al Sistema Q (1974) y Q (2007) se presentan en el anexo A. El NGI publica regularmente manuales acerca del uso del Sistema Q (6).

2.3. Definición de términos básicos

➤ Apertura

Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que esta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejor y a mayor apertura, las condiciones serán más desfavorables.

Tabla 23
Interpretación de índice Q

Descripción	Q
Roca excepcionalmente mala	0.001 - 0.01
Roca extremadamente mala	0.01 - 0.1
Roca muy mala	0.1 - 1
Roca mala	1 - 4
Roca regular	4 - 10
Roca buena	10 - 40
Roca muy buena	40 - 100
Roca extremadamente buena	100 - 400
Roca excepcionalmente buena	400 - 1000

➤ Cajas

Paredes de una labor minera o roca encajadora que limita una veta.

➤ Deformación

Es el movimiento absoluto o relativo de un punto en un cuerpo, o bien, la variación de una dimensión lineal (extensión o contracción) (16).

➤ Evaluación

Acción de valuar (valorar, señalar el valor de alguna cosa, poner precio).

➤ **Espaciamiento**

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Este determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuando menos espaciado tenga, los bloques serán más pequeños y cuando más espaciado tenga, los bloques serán más grandes.

➤ **Estructuras geológicas**

Hace referencia a la configuración geométrica de las rocas y la geología estructural se ocupa de estudiar dicha configuración cuando las rocas han sufrido alguna deformación (17).

➤ **Geomecánica**

Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.

➤ **Galería**

Labor horizontal que conduce a los frentes de trabajo.

➤ **Implementación**

Acción y efecto de implementar (poner en funcionamiento, aplicar métodos, medidas, etc. para llevar algo a cabo (Diccionario Encarta).

➤ **Litología**

Es la parte de la geología que estudia las características de las rocas que aparecen constituyendo una determinada formación geológica, es decir una unidad litoestratigráfica, en la superficie del territorio, o también la caracterización de las rocas de una muestra concreta.

➤ **Macizo rocoso**

Es un medio discontinuo, anisótropo y heterogéneo conformado en conjunto tanto de bloques de matriz rocosa y distintos tipos de discontinuidades que afectan al medio rocoso.

➤ **Mina**

Explotación, a base de pozos, perforaciones y galerías o a cielo abierto, de un yacimiento mineral.

➤ **Orientación**

Es la posición de la discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por su rumbo y buzamiento. Cuando un grupo de discontinuidades se presentan con similar orientación o, en otras palabras, son aproximadamente paralelos, se dice que estas forman un “sistema” o una “familia” de discontinuidades.

➤ **Persistencia**

Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea esta será menos estable.

➤ **Peligro**

Riesgo o contingencia inminente de que suceda algún mal.

Todo aquello que tiene potencial de causar daño a las personas, equipos, procesos y ambiente (D. S. N.º 055-2010-EM).

➤ **Procedimiento escrito de trabajo seguro (PETS)**

Es el documento que contiene la descripción específica del procedimiento o desarrollo de una tarea de manera correcta, desde el comienzo hasta el final, dividida en un conjunto de pasos consecutivos o sistemáticos. Responde la siguiente pregunta: ¿cómo hacer el trabajo o tarea de manera correcta?

➤ **Relleno**

Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando estos son duros, esta es más competente.

➤ **Riesgo**

Probabilidad que un peligro se materialice en determinadas condiciones y genere daños a las personas, equipos y al ambiente.

➤ **Roca**

Cualquier combinación natural de minerales, las rocas forman parte de la corteza terrestre.

➤ **Rugosidad**

Es la aspereza o irregularidad de la superficie de las discontinuidades. Cuanto menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea esta, la masa rocosa será más competente.

➤ **Seguridad**

Son todas aquellas acciones y actividades que permiten al trabajador laborar en condiciones de no agresión tanto ambientales como personales para preservar su salud y conservar los recursos humanos y materiales.

➤ **Sistema**

Conjunto ordenado de normas y procedimientos que regulan el funcionamiento de un grupo o colectividad.

➤ **Sostenimiento activo**

Llamado también refuerzo, en donde los elementos de sostenimiento forman parte o integrante de la masa rocosa (16).

➤ **Sostenimiento pasivo**

Llamado también soporte, en donde los elementos de sostenimiento son externos a la roca y actúan después que la roca empieza a deformarse (16).

➤ **Sostenimiento**

Término usado para describir los materiales y procedimientos utilizados para controlar el desequilibrio generado en el macizo rocoso como resultado de una excavación. El objetivo de aplicar el sostenimiento a una excavación es controlar su estabilidad y mantener la capacidad portante de la roca (16).

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Método y alcances de la investigación

3.1.1. Método científico

El trabajo de investigación aplica el método científico que sigue un camino de observación, relacionar hechos, luego está la experimentación y que finalmente puede ser comprobado por otros investigadores (18).

3.1.2. Tipo de investigación

Investigación aplicada

Esta investigación es aplicada, porque contribuirá en la evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad.

La finalidad de este tipo de investigaciones se puede enmarcar en la detección, descripción y explicación de las características o problemas de determinados hechos o fenómenos. Estas investigaciones pueden servir como base para futuras acciones destinadas a solucionar el problema detectado (19).

Se preocupa por la aplicación del conocimiento científico, producto de la investigación básica. Es un primer esfuerzo para transformar el conocimiento científico en tecnología. El propósito fundamental es dar solución a problemas prácticos.

3.1.3. Nivel de investigación

El nivel descriptivo – explicativo tiene como propósito describir, es sistemático, ya que completa cualitativa y cuantitativamente los fenómenos. Especifica las características y propiedades del objetivo de investigación. Responde a la pregunta ¿cómo es? un determinado objeto de estudio. Sirve de base para todas las demás investigaciones.

Describe fenómenos sociales o clínicos en una circunstancia temporal y geográfica determinada. Desde el punto de vista cognoscitivo su finalidad es describir y desde el punto de vista estadístico su propósito es estimar parámetros.

La estadística consiste en estimar frecuencias o promedios; y otras medidas univariadas (20).

3.2. Diseño de la investigación

3.2.1. Diseño de investigación no experimental

Se utiliza cuando se requiere determinar el grado de influencia de una variable independiente sobre la variable dependiente, en forma comparativa.

El diagrama simbólico es:

M₁: O₁X

M₂: O₂X

Donde:

M₁ y M₂ son las muestras

O₁ y O₂ son las observaciones – mediciones de las muestras y **X** representa la variable controlada estadísticamente que podría ser inteligencia (21).

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

Está constituida por todas las labores mineras de la unidad minera Suirupata.

3.3.2. Muestra

En las muestras no probabilística está conformada por la galería Mercedes de la unidad minera Suirupata.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas de recolección de datos

- Observación
- Entrevista
- Encuesta

3.4.2. Instrumentos de recolección de datos

- Ficha de observación de campo
- Entrevista personalizada
- Ficha de encuesta

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción litológica de la roca

La muestra obtenida es un granito cuyos componentes son cuarzo - feldespático, con poca plagioclasa al microscopio, la presencia de esta última es relativamente abundante (<50%) en menor cantidad feldespato potásico de textura holocristalina, existe mínima presencia de biótica con presencia de minerales ferromagnesianos. Asimismo, las plagioclasas se encuentran alteradas a sericitas, lo mismo que los piroxenos son reemplazados por los anfíboles.

La empresa minera por escasos recursos económicos no cuenta con estudios de dataciones radiométricas del macizo rocoso, pero las relaciones texturales indicarían una edad antigua, ya que muestran un grado de metamorfismo evidenciado por los cristales de cuarzo-feldespatos-biotita, estando alineados en una dirección preferencial, con tendencia a la textura gnéisica.

Se describe al grupo Excélsior como un conjunto de lutitas intercaladas con areniscas pizarrosas, que se encuentran intensamente replegadas y fracturadas; que afloran en la mina Excélsior en el distrito de Cerro de Pasco (22).

El Grupo Excélsior aflora a manera de una franja continua en el extremo Oeste del cuadrángulo de Ulcumayo. Los mejores afloramientos de esta unidad se observan en las comunidades, La Victoria, Huicusmachay y cerro Suirupata, ubicado en las nacientes del río Paucartambo.

La descripción litológica para el grupo Excélsior es uno de los mayores problemas para esta unidad, dado que diversos autores han agrupado dentro de ella rocas metamórficas y sedimentarias que no han podido establecer su relación con el Complejo Metamórfico.

En el área estudiada, el grupo Excélsior se encuentra conformado por pizarras gris oscuras foliada con disyunción tipo "lápices" intercalada con areniscas pizarrosas de color gris. En el cerro Suirupata y río Bellavista se reconocen cuarcitas de grano fino y color gris que se encuentran en estratos tabulares. En áreas adyacentes a los intrusivos permianos, afloran pizarras metamórficas y cuarcitas recristalizadas. Se reconocen, además, filitas micáceas con esquistosidad polidireccional y presencia de cristales de cuarzo deformados.

Estructuralmente, la secuencia pelita-samítica del grupo Excélsior se encuentra replegada y fracturada intensamente, encontrándose las fracturas rellenas por venillas de cuarzo. El tipo de pliegue más común que se presenta en la unidad es el "chevron".

Debido a que el grupo Excélsior se encuentra fuertemente replegado, es difícil realizar mediciones del grosor de la unidad, estimándose aproximadamente en ± 700 m.

➤ **Granito**

Es una roca de grano grueso compuesta por alrededor del 25% de cuarzo y aproximadamente el 65% de feldespato, principalmente las variedades ricas en potasio y sodio. Los cristales de cuarzo, de forma aproximadamente esférica, suelen ser vítreos de color claro a gris claro. Por lo contrario, los cristales de feldespato tienen un color generalmente de blanco a gris o rosa salmón, y exhiben una forma rectangular más que esférica (23).

4.1.1. Propiedades físicas

➤ Composición mineralógica

El granito se compone principalmente de cuarzo blanco, feldespato potásico y plagioclasas sódicas.

Además, contiene cantidades menores de minerales ferromagnesianos que incluyen biotita y anfíbol (hornblenda).

Los cristales de cuarzo, que tienen una forma aproximadamente esférica, a menudo son vidriosos y de color claro a gris claro. Por el contrario, los cristales de feldespato son generalmente de color blanco a gris o rosa salmón y exhiben una forma rectangular en lugar de esférica. Otros componentes menores incluyen la moscovita y algunos silicatos oscuros, particularmente la biotita y el anfíbol.

Aunque los componentes oscuros generalmente constituyen menos del 10 por ciento de la mayoría de los granitos, los minerales oscuros parecen ser más prominentes de lo que indicaría su porcentaje.

Como minerales accesorios se destacan el apatito, ilmenita, hematita, rutilo, circón y turmalina (24).

Resultados de las propiedades físicas del granito

➤ Muestra 1

Tabla 24

Pesaje de la muestra 1 en el laboratorio

Pesaje de muestras

Muestra 1		
	kg	g
Masa saturada	0,70913	709,13
Masa roca	0,70825	708,25
Masa seca	0,70489	704,89
Masa sumergida	0,45302	453,02

Tabla 25

Volumen obtenido de la muestra 1

Volumen obtenido

Volumen		
	m ³	ml
Volumen (V)	0,000285	285

• **Densidad del agua**

$$V = \frac{M_{sat} - M_{sumer}}{\rho_w} \quad \rho_w = \frac{M_{sat} - M_{sumer}}{V} \quad \rho_w = \frac{0,70913 - 0,45302}{0,000285}$$

$$\rho_w = 898,6315789 \frac{kg}{m^3}$$

• **Volumen de vacíos**

$$V_v = \frac{M_{sat} - M_{sec}}{\rho_w} \quad V_v = \frac{0,70913 - 0,70489}{898,6315789}$$

$$V_v = 4,71829 \times 10^{-6} m^3$$

• **Contenido de agua o humedad**

$$\omega = \frac{M_w}{M_s} \times 100\%$$

$$= \frac{0,70825 - 0,70489}{0,70489} \times 100\%$$

$$\omega = 0,476670119\%$$

• **Grado de saturación**

$$S_r = \frac{(V_{total} - V_v)}{V_v} \times 100\% \quad S_r = \frac{(0,000285 - 4,71829 \times 10^{-6})}{4,71829 \times 10^{-6}} \times 100\%$$

$$S_r = 5940,330189\%$$

- **Porosidad**

$$n = \frac{V_v}{V} (\%)$$

$$n = \frac{4,71829 \times 10^{-6}}{0,000285}$$

$$n = 0,016555386\%$$

- **Absorción**

$$\text{Absorción} = \frac{(M_{sat} - M_{seco})}{M_{seco}} \times 100$$

$$\text{Absorción} = \frac{(0,70913 - 0,70489)}{0,70489} \times 100$$

$$\text{Absorción} = 0,6015122927\%$$

- **Volumen de la roca**

$$V_{roca} = V - V_v$$

$$V_{roca} = 0,000285 - 4,71829 \times 10^{-6}$$

$$V_{roca} = 0,00028028171 \text{ m}^3$$

- **Relación de vacíos**

$$e = \frac{V_v}{V_s}$$

$$e = \frac{4,71829 \times 10^{-6}}{0,00028028171}$$

$$e = 0,016834081$$

- Densidad másica “Bulk”

$$\rho = \frac{M_{roca}}{V}$$

$$\rho = \frac{0,70825}{0,000285}$$

$$\rho = 2485,087719 \frac{kg}{m^3}$$

- Densidad seca

$$\rho_d = \frac{M_{seca}}{V_{roca}}$$

$$\rho_d = \frac{0,70489}{0,00028028171}$$

$$\rho_d = 2514,933993 \frac{kg}{m^3}$$

- Densidad sólida

$$\rho_s = \frac{M_{roca}}{V_{roca}}$$

$$\rho_s = \frac{0,70825}{0,00028028171}$$

$$\rho_s = 2526,921932 \frac{kg}{m^3}$$

- Gravedad específica

$$G_s = \frac{\rho}{\rho_w}$$

$$G_s = \frac{2485,087719}{898,6315789}$$

$$G_s = 2,765413299$$

➤ **Muestra 2**

Tabla 26

Pesaje de la muestra 2 en el laboratorio

Pesaje de muestras

Muestra 2 - Suelo		
	kg	g
Masa saturada	0,32813	328,13
Masa roca	0,32792	327,92
Masa seca	0,32627	326,27
Masa sumergida	0,21036	210,36

Tabla 27

Volumen obtenido de la muestra 2

Volumen obtenido

Volumen		
	m ³	ml
Volumen(V)	0,000130	130

• **Densidad del agua**

$$V = \frac{M_{sat} - M_{sumer}}{\rho_w} \rho_w = \frac{M_{sat} - M_{sumer}}{V} \rho_w = \frac{0,32813 - 0,21036}{0,000130}$$

$$\rho_w = 905,9230769 \frac{kg}{m^3}$$

• **Volumen de vacíos**

$$V_v = \frac{M_{sat} - M_{sec}}{\rho_w} \quad V_v = \frac{0,32813 - 0,32627}{905,9230769}$$

$$V_v = 2,05315 \times 10^{-6} m^3$$

• **Contenido de agua o humedad**

$$\omega = \frac{M_w}{M_s} \times 100\%$$

$$\omega = \frac{0,32792 - 0,32627}{0,32627} \times 100\%$$

$$\omega = 0,505716125 \%$$

- **Grado de saturación**

$$Sr = \frac{(V_{total} - V_v)}{V_v} \times 100\% \quad Sr = \frac{(0,000130 - 2,05315 \times 10^{-6})}{2,05315 \times 10^{-6}} \times 100\%$$

$$Sr = 6231,72034 \%$$

- **Porosidad**

$$n = \frac{V_v}{V} (\%)$$

$$n = \frac{2,05315 \times 10^{-6}}{0,000130}$$

$$n = 0,015793496$$

- **Absorción**

$$Absorción = \frac{(M_{sat} - M_{seco})}{M_{seco}} \times 100 \quad Absorción = \frac{(0,32813 - 0,32627)}{0,32627} \times 100$$

$$Absorción = 0,570079995 \%$$

- **Volumen de la roca**

$$V_{roca} = V - V_v \quad V_{roca} = 0,000130 - 2,05315 \times 10^{-6}$$

$$V_{roca} = 0,000127947 \text{ m}^3$$

- **Relación de vacíos**

$$e = \frac{V_v}{V_s}$$

$$e = \frac{2,05315 \times 10^{-6}}{0,000127947}$$

$$e = 0,016046933$$

- Densidad másica “Bulk”

$$\rho = \frac{M_{roca}}{V} \qquad \rho = \frac{0,32792}{0,000130}$$

$$\rho = 2522,461538 \frac{kg}{m^3}$$

- Densidad seca

$$\rho_d = \frac{M_{seca}}{V_{roca}} \qquad \rho_d = \frac{0,32627}{0,000127947}$$

$$\rho_d = 2550,043329 \frac{kg}{m^3}$$

- Densidad solidad

$$\rho_s = \frac{M_{roca}}{V_{roca}} \qquad \rho_s = \frac{0,32792}{0,000127947}$$

$$\rho_s = 2562,93931 \frac{kg}{m^3}$$

- Gravedad especifica

$$G_s = \frac{\rho}{\rho_w}$$

$$G_s = \frac{2522,461538}{905,9230769}$$

$$G_s = 2,784410291$$

➤ Muestra 3

Tabla 28
Pesaje de la muestra 3 en el laboratorio
Pesaje de muestras

Muestra 3 - saturado		
	kg	g
Masa saturada	0,54489	544,89
Masa roca	0,54440	544,40
Masa seca	0,54202	542,02
Masa sumergida	0,34972	349,72

Tabla 29
Volumen obtenido de la muestra 3
Volumen obtenido

Volumen		
	m ³	ml
Volumen(V)	0,000230	230

- **Densidad del agua**

$$V = \frac{M_{sat} - M_{sumer}}{\rho_w} \rho_w = \frac{M_{sat} - M_{sumer}}{V} \rho_w = \frac{0,54489 - 0,34972}{0,000230}$$

$$\rho_w = 848,5652174 \frac{kg}{m^3}$$

- **Volumen de vacíos**

$$V_v = \frac{M_{sat} - M_{sec}}{\rho_w} \quad V_v = \frac{0,54489 - 0,54202}{848,5652174}$$

$$V_v = 3,38218 \times 10^{-6} m^3$$

- **Contenido de agua o humedad**

$$\omega = \frac{M_w}{M_s} \times 100\%$$

$$\omega = \frac{0,54440 - 0,54202}{0,54202} \times 100\%$$

$$\omega = 0,439098188 \%$$

- **Grado de saturación**

$$S_r = \frac{(V_{total} - V_v)}{V_v} \times 100\% \quad S_r = \frac{(0,000230 - 3,38218 \times 10^{-6})}{3,38218 \times 10^{-6}} \times 100\%$$

$$S_r = 6700,348432 \%$$

- **Porosidad**

$$n = \frac{V_v}{V} (\%)$$

$$n = \frac{3,38218 \times 10^{-6}}{0,000230}$$

$$n = 0,014705129$$

- **Absorción**

$$\text{Absorción} = \frac{(M_{sat} - M_{seco})}{M_{seco}} \times 100 \quad \text{Absorción} = \frac{(0,54489 - 0,54202)}{0,54202} \times 100$$

$$\text{Absorción} = 0,529500756 \%$$

- **Volumen de la roca**

$$V_{roca} = V - V_v \quad V_{roca} = 0,000230 - 3,38218 \times 10^{-6}$$

$$V_{roca} = 0,000226618 \text{ m}^3$$

- **Relación de vacíos**

$$e = \frac{V_v}{V_s}$$

$$e = \frac{3,38218 \times 10^{-6}}{0,000226618}$$

$$e = 0,014924597$$

- **Densidad másica "Bulk"**

$$\rho = \frac{M_{roca}}{V} \quad \rho = \frac{0,54440}{0,000230}$$

$$\rho = 2366,956522 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- **Densidad seca**

$$\rho_d = \frac{M_{seca}}{V_{roca}} \qquad \rho_d = \frac{0,54202}{0,000226618}$$

$$\rho_d = 2391,780131 \frac{kg}{m^3}$$

- **Densidad sólida**

$$\rho_s = \frac{M_{roca}}{V_{roca}} \qquad \rho_s = \frac{0,54440}{0,000226618}$$

$$\rho_s = 2402,282394$$

- **Gravedad específica**

$$G_s = \frac{\rho}{\rho_w}$$

$$G_s = \frac{2366,956522}{848,5652174}$$

$$G_s = 2,789363119$$

4.1.2. Propiedades mecánicas

➤ **Carga puntual**

l_s es una función de De , por lo que se debe aplicar una corrección para obtener un valor único de esfuerzo para una muestra de roca. El valor corregido, denominado $l_{s(50)}$ corresponde al valor de l_s medido en un ensayo diametral con diámetro $D=50$ mm. La corrección es:

$$l_{s(50)} = \left(\frac{De}{50}\right)^{0.45} * \left(\frac{P}{De^2}\right) MPa$$

Los resultados de ensayos diametrales, axiales y bloques irregulares deben ser calculados separadamente.

Finalmente, a partir del índice de carga puntual corregido l_s se puede estimar la resistencia a la compresión simple, mediante la fórmula de Broch y Franklin.

$$\sigma_c = kl_{s(50)}$$

Donde:

σ_c = resistencia a la compresión simple estimada a partir del $L_{s(50)}$ (en MPa)

k = factor de conversión

El factor de conversión varía de 10 a 50, y se determina comparando los ensayos de compresión simple y de carga puntual por cada grupo de muestras de una roca dada.

Procedimientos

- ❖ Medir las dimensiones de la muestra de roca.
- ❖ Limpiar la superficie de la muestra.
- ❖ Colocar la muestra en la máquina de ensayos controlando que las puntas cónicas tengan contacto con la superficie de la muestra.
- ❖ Aplicar una carga en forma constante hasta que la ruptura ocurra (10-60 segundos)
- ❖ Tomar nota de la carga máxima aplicada sobre la muestra.
- ❖ Armar la muestra fracturada con ayuda de una cinta adhesiva.
- ❖ Repetir este procedimiento para tres geniermuestras.

➤ **Ensayo de carga puntual**

El ensayo de carga puntual simple es realizado para determinar la resistencia de compresión simple de testigos de forma cilíndrica obtenidas de un fragmento de muestra extraída de la mina Suirupata, a partir del índice de resistencia de carga puntual (l_s), el stress aplicado se convierte a valores aproximados de UCS, dependiendo del diámetro de la muestra.

Existen cuatro tipos de ensayos de carga puntual simple: el ensayo tipo Franklin y el tipo Louis, estos tipos de ensayos son aplicados para cuerpos de

prueba cilíndricos; y dos métodos como Irregular o Lump test y correlaciones con l_{s50} usadas para muestras irregulares.

El tipo de ensayo realizado por el grupo fue el de tipo Cilíndrica Franklin.

Este tipo de ensayo consiste en la ruptura de la muestra cilíndrica colocándola entre dos puntas cónicas metálicas que son accionadas por una prensa.

El índice de carga puntual con corrección se calcula de la siguiente manera:

- **Estación 1**

$$l_{s(50)} = \left(\frac{De}{50}\right)^{0.45} * \left(\frac{P}{De^2}\right) MPa$$

Donde:

$$P_1 = 11.45 \text{ KN}$$

$$D_1 = 32 \text{ mm}$$

$$l_{s(50)} = \left(\frac{32}{50}\right)^{0.45} * \left(\frac{11.45}{32^2}\right) MPa$$

$$l_{s(50)} = 9.16 \text{ MPa}$$

Tabla 30**Cálculo de la resistencia a la compresión simple**

Estaciones	Litología	Diámetro D (mm)	Longitud L (mm)	Carga P (KN)	De (mm)	Ls (50) (MPa)	σ_c (MPa)
1	Granito	32	130	11.45	32.00	9.16	183.2
2	Granito	32	130	11.28	32.00	9.01	180.2
3	Granito	32	130	11.05	32.00	8.83	176.6
4	Granito	32	130	11.00	23.00	8.79	175.8
5	Granito	32	130	11.30	32.00	9.02	180.4
6	Granito	32	130	11.15	32.00	8.90	178
7	Granito	32	130	11.10	32.00	8.87	177.4
9	Granito	32	130	11.03	32.00	8.81	176.2

4.1.3. Cálculo del RQD

El cálculo de RQD, en función a un muestreo lineal que está relacionado con el número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural en el área de levantamiento geomecánico.

El RQD obtenido se calcula con la siguiente ecuación:

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

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{número de discontinuidades}}{L (m)}$$

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de la discontinuidad}}$$

El cálculo se realiza con la utilización de la formula adjunta, la valoración para hallar el porcentaje de RQD, está en relación directa por el número de fracturas prometro lineal del macizo rocoso.

El cálculo correspondiente utilizando la fórmula para las 3 estaciones:

- **RQD (Estación 1)**

Número de fracturas: 3

Longitud muestreada: 25 cm

$$\lambda = \frac{3}{0.25} = 12$$

$$RQD = 100 * e^{-0.1*12} * (0.1 * 12 + 1)$$

$$RQD = 66.26\%$$

- **RQD (Estación 2)**

Número de fracturas: 5

Longitud muestreada: 25 cm

$$\lambda = \frac{5}{0.25} = 20$$

$$RQD = 100 * e^{-0.1*20} * (0.1 * 20 + 1)$$

$$RQD = 40.60\%$$

- **RQD (Estación 3)**

Número de fracturas: 4

Longitud muestreada: 25 cm

$$\lambda = \frac{4}{0.25} = 16$$

$$RQD = 100 * e^{-0.1*16} * (0.1 * 16 + 1)$$

$$RQD = 52.49\%$$

Para la aplicación del RQD respectivo de las 3 estaciones se hace un redondeo de datos.

Tabla 31
Cálculo del RQD

Estación	Número de fisuras (λ)	$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1)$	RQD redondeado
1	12	66.26	66
2	20	40.60	41
3	16	52.49	53

El RQD promedio o el índice de calidad de la roca 53.33, corresponde a la calidad de roca regular que en el siguiente cuadro se presenta.

Tabla 32
Índice de calidad de la roca según el cálculo del RQD

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD
Muy pobre	0 – 25
Pobre	25 – 50
Regular	50 – 75
Buena	75 – 90
Excelente	90 – 100

4.1.4. Cálculo del RMR

Tiene como objetivo definir la calidad de los macizos rocosos en función al índice RMR, este índice se calcula teniendo en cuenta la resistencia de la matriz rocosa, el índice RQD, condición de las discontinuidades y parámetros hidrogeológicos.

Esta metodología es una de las más usadas en el ámbito de la mecánica de rocas.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace el uso de los seis parámetros básicos del terreno como son:

a. Resistencia de la matriz rocosa

El promedio del ensayo realizado a la resistencia a la compresión simple de la roca 180 MPa, corresponde a la resistencia de la roca dura que en el siguiente cuadro se presenta.

Tabla 33
Resistencia a la compresión simple

Descripción	Resistencia a la compresión simple	Ensayo de carga puntual (MPa)	Valoración
Extremadamente dura	> 250	> 10	15
Muy dura	100 – 250	4 – 10	12
Dura	50 – 100	2 – 4	7
Moderadamente dura	25 – 50	1 – 2	4
Blanda	5 – 25		2
Muy mala	1 – 5	< 1	1
	< 1		0

En relación al cuadro anterior con los resultados del ensayo de la carga puntual la resistencia a la compresión simple está en un intervalo de **100 – 250** teniendo una resistencia de la roca muy dura.

b. RQD grado de fracturación del macizo rocoso

El RQD promedio o el índice de calidad de la roca **53.33**, corresponde a la calidad de roca regular que en el siguiente cuadro se presenta.

Tabla 34
Valoración del RQD

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD
Muy pobre	0 – 25
Pobre	25 – 50
Regular	50 – 75
Buena	75 – 90
Excelente	90 – 100

c. Espaciado de las discontinuidades

Según los datos tomados en campo el espaciado de las discontinuidades es de 12 cm equivalente a 120 mm.

Tabla 35
Espaciado de discontinuidades

Descripción	Espaciado de las juntas	Tipo de macizo rocoso	Valoración
Muy separadas	>2 m	Sólido	20
Separadas	0.6 – 2 m	Masivo	15
Moderadamente juntas	200 – 600 mm	En bloques	10
Juntas	60 – 200 mm	Fracturado	8
Muy juntas	<60 mm	Machacado	5

El tipo de macizo rocoso es fracturado porque el espaciado de las juntas es de 120 mm.

d. Condición o estado de las discontinuidades

➤ Abertura de las caras de la discontinuidad

El dato obtenido en campo de la abertura de la discontinuidad es de 2 cm equivalente a 20 mm.

Tabla 36

Descripción de los espaciados de las discontinuidades

Grado	Descripción	Separación de las caras	Valoración
1	Abierta	>5 mm	0
2	Moderadamente abierta	1 – 5 mm	1
3	Cerrada	0.1 – 1 mm	4
4	Muy cerrada	<0.1 mm	5
5	Ninguna	0	6

La separación de las caras es mayor a los >5 mm lo cual, la abertura de la discontinuidad es abierta.

➤ **Persistencia o continuidad de la discontinuidad**



Figura 12. Visualización de una sola familia de discontinuidades.

El dato obtenido en campo, la persistencia de la discontinuidad es de 60 cm equivalente a 0.6 m.

Tabla 37

Persistencia de la discontinuidad

Grado	Descripción	Continuidad	Valoración
1	Muy baja	<1 m	6
2	Baja	1 – 3 m	4
3	Media	3 – 10 m	2
4	Alta	10 – 20 m	1
5	Muy alta	> 20 m	0

La persistencia a lo largo de la discontinuidad es menor a un metro.

➤ **Rugosidad**

La rugosidad que tiene la discontinuidad es ligeramente rugosa lo cual, se puede deducir que es de una menor rugosidad siendo una masa rocosa menos competente.

Tabla 38
Rugosidad ligera a lo largo de la discontinuidad

Grado	Descripción	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

➤ **Relleno de las discontinuidades**

El relleno que se encuentra dentro de la discontinuidad es de un material blando.

Tabla 39
Identificación del tipo de relleno que se presenta en la discontinuidad

Grado	Descripción	Valoración
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5 mm	2
3	Duro > 5 mm	3
4	Duro < 5 mm	4
5	Ninguno	6

➤ **Alteración de la discontinuidad**

Tabla 40
Descripción de la alteración de la discontinuidad

Grado	Descripción	Valoración
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

e. Presencia de agua

Para calcular la valoración según la presencia del agua se toma como referencia la tabla que a continuación se especifica.

Tabla 41

Descripción del caudal del agua que se observó en interior de mina

Caudal por 10 m de túnel	Relación agua – Tensión PPAL mayor	Descripción	Valoración
Nulo	0	Seco	15
<10 litros/min	<0.1	Ligeramente húmedo	10
10 – 25 litros/min	0.1 – 0.2	Húmedo	7
25 – 125 litros/min	0.2 – 0.5	Goteando	4
>125 litros/min	> 0.5	Fluyente	0

f. Orientación de las discontinuidades

Para la valoración de este parámetro se debe clasificar la roca de acuerdo al rumbo y buzamiento con respecto a la obra civil que se va a ejecutar, esta clasificación se especifica a continuación:

Tabla 42

Orientación de las discontinuidades según el buzamiento

Dirección perpendicular al eje de la obra		Dirección paralela al eje de la obra		Buzamiento 0 -20° cualquier dirección
Excavación con buzamiento	Excavación contra buzamiento	de la obra		
Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Buz 20° - 45°
				Muy desfavorable
				Medio
				Desfavorable

La galería avanza más o menos perpendicular al sistema principal de discontinuidades cuyo rumbo es de N44 °W, y un buzamiento es de 55 °SW. Siendo que la dirección de la excavación está relacionada con buzamiento.

➤ Resumen de las tablas

De la calidad de macizo rocoso, con relación al índice RMR, se extraen las respectivas valoraciones para determinar el RMR.

Tabla 43
Resultado obtenido del RMR

RMR		
Ítems		Valoración
Rumbo	N 44 °W	
Buzamiento	55 °SW	
RUC	180 MPa	12
RQD	66%	13
Esparcimiento	120 mm	8
Persistencia	0.6 m	6
Apertura	20 mm	0
Rugosidad	Ligero	3
Relleno	Blando	2
Alteración	Moderado	3
Agua	Goteo	4
Total		51

Para el análisis del RMR respectivo de las 3 estaciones se hace un redondeo de los datos.

Tabla 44
Redondeo de datos

Estación	RUC	RQD	RMR
1	180	66	51
2	180	41	44
3	180	52	51

El promedio del RMR de las tres estaciones calculadas es de 48.67, que corresponde a la calidad de roca mediana.

Tabla 45
Identificación de la calidad de la roca según el cálculo del RMR

RMR	Clase	Calidad
100 a 81	I	Muy buena
80 a 61	II	Buena
60 a 41	III	Mediana
40 a 21	IV	Mala
< 20	V	Muy mala

➤ **Requerimiento de soporte según RMR**

Existe una guía para la excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería, donde las condiciones de las rocas son importantes para poder determinar el tipo de sostenimiento adecuado que se desea emplear en la galería Mercedes, mina artesanal Suirupata. La siguiente tabla corresponde al soporte permanente y no al temporal (10).

Por lo tanto, el promedio del RMR de las tres estaciones calculadas es de 48.67, siendo una clase de macizo rocoso regular, por lo cual, se emplearían dos tipos de sostenimientos más factibles para la galería Mercedes, siendo el soporte con pernos inyectados o el soporte con concreto armado.

Tabla 46
Requerimiento de soporte según la calidad de roca

Clase de macizo rocoso	Excavación	Pernos (20 mm de diámetro) inyectados	Soporte con concreto armado	Costillas
I. Roca muy buena, RMR: 81 -100	A sección completa. 3 m de avance.	Generalmente no se requiere		Ninguno
II. Roca buena, RMR: 61 -80	A sección completa 1 - 1.5 m de avance. Soporta completo a 20 m del frente.	Pernos en la corona de 3 m de longitud espaciados a 2.5 m malla ocasional.	50 mm en la corona donde se requiera	Ninguno
III. Roca regular, RMR: 41 -60	Frente superior y destroza, 1.5 – 3 m de avance en media sección. Inicio del soporte después de cada voladura. Soporte completo a 10 m del frente.	Pernos sistemáticos, 4 m de longitud, espaciados 1.5 - 2 m en la corona y hastiales con malla en la corona.	50 -100 mm en la corona y 30 mm por los lados.	Ninguno
IV. Roca pobre, RMR: 21 - 40	Frente superior y destroza, 1 - 1.5 m de avance en la media sección superior. Instalación de soporte juntamente con la excavación 10 m del frente.	Pernos sistemáticos, 4 - 5 m de longitud, espaciados 1 - 1.5 m en la corona y hastiales con malla.	100 - 150 mm en la corona y 30 mm por los lados.	Costillas ligeras a medias espaciadas 1.5 m a donde se requiera.

V. Roca muy pobre, RMR: <20	Múltiples galerías 0.5 -1.5 m. De avance en la sección superior. Instalación de soporte juntamente con la excavación. Concreto proyectado tan pronto como sea posible después de las voladuras.	Pernos sistemáticos, 5 -6 m de longitud, espaciados 1 - 1.5 m en la corona y hastiales con malla. Pernos invertidos.	150 -200 mm en la corona, 50 mm en los lados y 50 mm al frente.	Costillas medianas a resistentes, espaciadas a 0.75 m, con planchas de acero y tablestacas si se requiere.
-----------------------------	---	--	---	--

4.1.5. Cálculo del Q de Barton

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

- RQD: 0 – 100
- J_n: 0.5 – 20
- J_r: 0.5 – 4
- J_a: 0.75 – 20
- J_w: 0.05 – 1
- SRF: 0.5 - 20
- RQD/J_n: tamaño de los bloques
- J_r/J_a: condición de las discontinuidades
- J_w/SRF: influencia del estado tensional

a. Diámetro equivalente

El diámetro equivalente es obtenido de la relación entre diámetro o altura de la excavación y la relación de sostenimiento.

$$De = \frac{\text{Ancho, diámetro altura de la excavación}}{\text{Relación de sostenimiento}}$$

Tabla 47
Diámetro equivalente

Categoría de excavación	Descripción	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 – 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de aguas hidroeléctricas (incluyendo conductos forzados de alta presión), túneles, galerías y socavones para grandes excavaciones.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarriles menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso.	1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y estaciones de ferrocarril mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E	Estaciones nucleoeeléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.80

b. Cálculo del RQD

Tabla 48
Índice de calidad de la roca

1. Índice de calidad de la roca	
Descripción	RQD %
Muy pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	25 - 50
Buena	25 - 50
Excelente	25 - 50

Nota:

- i) Estimar el RQD con 5% de aproximación
- ii) Cuando no se disponga de testigos $RQD = 115 - 3.3 J_v$ Donde: J_v : N.º de diaclasas por m^3
- iii) Si el RQD es menor de 10, emplear un valor nominal 10

c. Cálculo del Jn

Tabla 49

Número de discontinuidades

2. Número de discontinuidades	
Descripción	Jn
Masiva o con muy poca discontinuidad	0.5 - 1.0
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidad	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6
Tres sistemas de discontinuidades	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidades o más	15
(roca muy fracturada)	
Roca triturada (terrosa)	20

Nota:
i) Para intersecciones de túneles, usar $(3.0 * Jn)$
ii) Para portales usar $(2.0 * Jn)$

d. Cálculo del Jr

Tabla 50

Factor de rugosidad de las discontinuidades

Factor de rugosidad de las discontinuidades		
	Descripción	Jr
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Rugosas e irregulares, onduladas	3
C	Lisas, onduladas	2
D	Lustrosas ondulantes	1.5
E	Rugosas o irregulares, planares	1.5
F	Rugosas o irregulares, planares	1
G	Lustrosas, planares	0.5
H	Zona conteniendo arcillas en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1
I	Zona de material arenoso en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1

e. Cálculo del Ja

Tabla 51

Descripción

	Descripción	Ja
a) Contacto entre superficies de la discontinuidad (sin relleno de mineral, solo recubrimientos)		
A	Ajustadas, rellenas con material compacto	0.75
B	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	1
C	Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso, producto de la desintegración de la roca.	2
D	Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequeña fracción cohesiva	3
E	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica cloritas, etc.) cantidades pequeñas de arcilla expansiva en capas de 1 - 2 mm de espesor	4
b) El contacto entre superficie de las discontinuidades se produce después de 10 cm de relleno de mineral fino		
F	Relleno granular no cohesivo, roca desintegrada libre de partículas arcillosas.	4
G	Material con alto grado de consolidación, relleno continuo (hasta de 5 mm de espesor) de material arcilloso compacto.	6
H,I	Relleno continuo (hasta de 5 mm de espesor) de materia arcillosa compacta con bajo grado de consolidación.	8
J	Relleno continuo de arcilla expansiva (montmorillonita) el valor de Ja dependerá del % de expansión, el tamaño de las partículas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc.	8 - 12
c) No contacta entre superficies de la discontinuidad después de cizalla (relleno de mineral grueso)		
K, L, M	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	6 – 12
N	Zona de arcilla limosa o arenosa	5
O, P, Q	Zonas potentes y continuas de arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	10 - 13, 13 - 20

f. Cálculo del Jw

Tabla 52

Factor de reducción por contenido de agua en fracturas

Factor de reducción por contenido de agua en fracturas		
Descripción		Jw
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	0.66
C	Flujos o presiones altas en roca competente con diaclasas sin relleno	0.5
D	Flujos a presiones altas con erosión considerable del material de relleno	0.33
E	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura disminuyendo con el tiempo	0.2 - 0.1
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una disminución en el tiempo	0.1 - 0.05

g. Cálculo del SRF

Tabla 53

Factor de reducción por tensiones

Factor de reducción por tensiones		SRF
Descripción		
a) Las zonas débiles interceptan a la excavación, pudiendo producirse desprendimiento de rocas a medida que la excavación del túnel va avanzando.		
A	Muchas zonas débiles de arcilla con evidencias de desintegración química y roca circundante muy suelta a cualquier profundidad	10
B	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad menor 50 m)	5
C	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada, profundidad mayor 50 m	2.5
D	Muchas zonas de falla en roca competente, roca circundante suelta. (cualquier profundidad)	7.5
E	Zona de falla aislada en roca competente profundidad menor a 50 m	5
F	Zona de falla aislada en roca competente profundidad mayor a 50 m	2.5
G	Diaclasas abiertas y sueltas roca intensamente fracturada, en terrones, cualquier profundidad.	5

Para el cálculo del Q de Barton se toman en cuenta los parámetros seleccionados en las tablas:

Estación 1

$$Q = \frac{66}{2} * \frac{1.5}{0.75} * \frac{0.66}{5}$$

$$Q = 8.71$$

Tabla 54
Cálculo de Q de Barton

Estación	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	TOTAL Q (Barton)
Estación 1	66	2	1.5	0.75	0.66	5	8.71
Estación 2	41	2	1.5	0.75	0.66	5	5.41
Estación 3	53	2	1.5	0.75	0.66	5	6.99
Promedio							7.04

El promedio del Q de Barton de las tres estaciones calculadas es de 7.04, que corresponde a una roca regular.

Tabla 55
Descripción del tipo de roca según el cálculo de Q de Barton

Descripción	Q
Roca excepcionalmente mala	0.001 - 0.01
Roca extremadamente mala	0.01 - 0.1
Roca muy mala	0.1 - 1
Roca mala	1 - 4
Roca regular	4 - 10
Roca buena	10 - 40
Roca muy buena	40 - 100
Roca extremadamente buena	100 - 400
Roca excepcionalmente buena	400 - 1000

4.1.6. Cálculo del Q de Barton

Para la estimación del tipo de sostenimiento para Q, se deben definir los siguientes parámetros:

- Relación de sostenimiento de excavación (ESR)
- ESR = 1.6
- Diámetro equivalente

$$De = \frac{3.5}{1.6} = 2.18$$

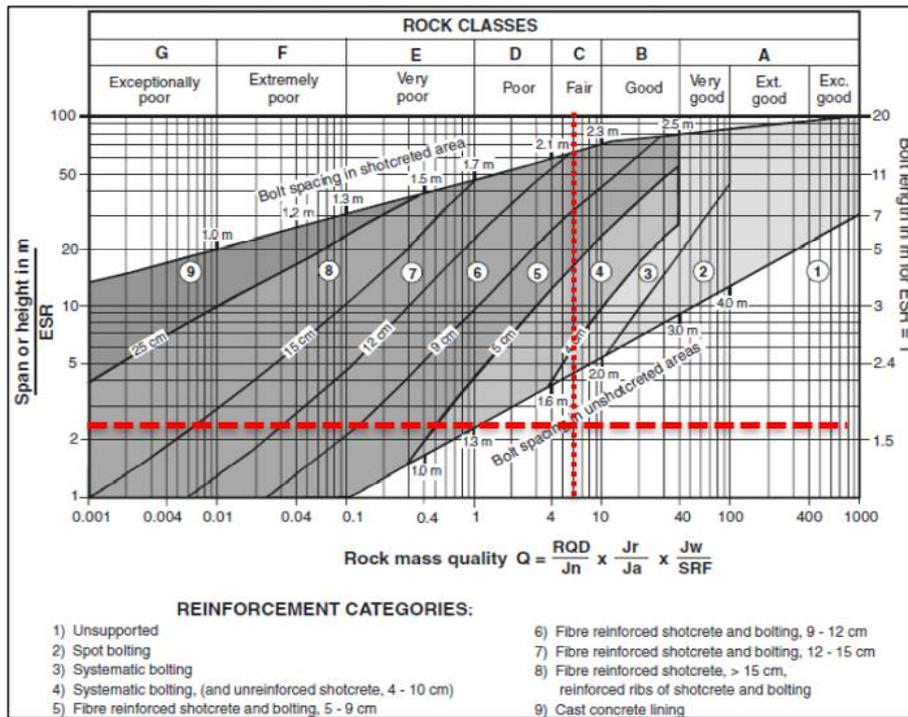


Figura 13. Requerimiento de soporte según el Q de Barton

4.2. Discusión de resultados

4.2.1 HE1: La evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad

La investigación concluye que: el resultado obtenido de acuerdo a la caracterización del macizo rocoso, en la galería Mercedes, mediante el RMR es una roca de clase III con una calidad de roca mediana. Por otro lado, mediante el estudio realizado con Q de Barton es una roca de tipo regular. Por ende, se implementa un sostenimiento con pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados de 1.5 – 2.0 metros en la corona y en las paredes u hormigón proyectado de 4 cm con fines de seguridad para los trabajadores y equipos en la mina artesanal Suirupata.

En la investigación sobre “*Diseño y sostenimiento del bypass 942 (nivel 3340) para optimizar la seguridad de las operaciones en la mina Chipmo*”, cuya conclusión es “de acuerdo a la caracterización geomecánica se determina que la roca, en el bypass 942, es una roca mala de tipo IV que requiere sostenimiento con pernos, *shotcrete* y marcos ligeros de acero”. De ambas conclusiones se deduce que con el estudio de la evaluación geomecánica se obtiene un tipo de

sostenimiento adecuado para implementar con fines de seguridad de los trabajadores y equipos (25).

4.2.2 HE2: El resultado del índice RQD es un parámetro que incide en el cálculo para implementar el sistema de sostenimiento

La investigación concluyó que: mediante el análisis realizado del índice RQD el promedio de las tres muestras da como resultado 53.33% correspondiente a la calidad de roca regular. El RQD es uno de los parámetros geomecánicos para poder evaluar la implementación del sistema de sostenimiento adecuado con fines de seguridad en la galería Mercedes.

En la investigación sobre *“La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila”* (1) cuya conclusión es *“la ingeniería de minas moderna ha adoptado a la geomecánica como una herramienta tecnológica indispensable para lograr las mejores condiciones de seguridad y eficiencia en las operaciones de excavación de túneles y cavernas y otros trabajos subterráneos. Las actividades geomecánicas que se realizan en los frentes subterráneos, requieren ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte del personal involucrado con los trabajos ejecutados en la central hidroeléctrica Cerro del Águila”*. De ambas conclusiones se deduce que es de suma importancia realizar la evaluación geomecánica para poder implementar un tipo de sostenimiento con el fin de velar el bienestar de los trabajadores (1).

4.2.3 HE3: El resultado del índice RMR determina el tipo de macizo rocoso para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad

La investigación concluyó que: el resultado del índice RMR promedio es 48.67 puntos, lo cual corresponde a la clase III con una calidad de roca mediana, por lo tanto, se emplearían dos tipos de sostenimientos más factibles en la galería Mercedes, mina artesanal Suirupata. Primero, se emplearían pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados de 1.5 – 2.0 metros en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona; así mismo, se emplearía soporte con concreto armado de 50 – 100 mm en la corona y 30 mm en los lados.

En la investigación “*Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal – contrata minera Peyols, U. E. A. – Ana María*” (2) cuya conclusión es “la aplicación de la geomecánica determinó el sistema de sostenimiento adecuado en la minera Peyols, haciendo análisis de los parámetros geomecánicos de RQD promedio de 86, RMR promedio de 48, Q promedio 1.03 y GSI promedio de 43. Las características del macizo rocoso promedio son de clase buena las que determinaron el tipo de sostenimiento; se realizaron en sitios específicos de la labor con la finalidad de comprender los distintos tipos de roturas, en su mayoría rotura tipo cuña, que ocurren en el macizo rocoso y su comportamiento frente a distintos esfuerzos, siendo para el caso el factor de seguridad de 1.26 para la corona y hastiales, con lo que se concluye que la Geomecánica es aplicable para este tipo de proyectos, que con la correcta aplicación se contribuye en la minimización de accidentes por caída de rocas en las labores subterráneas”. De ambas conclusiones se deduce que al obtener datos adecuados se pueden tener resultados factibles que permitan determinar el tipo de sostenimiento que se implementarán para la seguridad de los trabajadores y así poder reducir la tasa de accidentes que hay dentro del interior de mina (2).

4.2.4 HE4: El resultado del Q de Barton determina el tipo de macizo rocoso para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad

La investigación concluyó que: el resultado del Q de Barton ha podido demostrar la calidad de la roca en la mina Suirupata, dando como resultado en promedio 7 puntos, lo cual indica en la tabla de evaluación de Barton que está en intervalo de roca regular. Por ende, para el soporte se debe aplicar hormigón proyectado de 4 cm, B + S.

En la investigación “*Selección de la alternativa óptima de sostenimiento en rampas para el control de inestabilidades subterráneas*” (26) cuya conclusión es “con el estudio geomecánico en la rampa RP 315 se encontró que: el espaciamiento está entre 30 cm y 50 cm, la resistencia entre 1 y 3 m, una abertura menor de 0,1 cm, presentando una mediana rugosidad, y que el relleno característico de las diaclasas es por cuarzo, presentando una ondulación lineal, con lo que se logró determinar un RQD de 83,3%, clasificando a esta roca como

buena". De ambas conclusiones se deduce que la evaluación geomecánica juega un papel importante para obtener un tipo de sostenimiento adecuado para poder implementarse en un área determinada de interior de mina.

CONCLUSIONES

- 1) El resultado obtenido de acuerdo a la caracterización del macizo rocoso, en la galería Mercedes, mediante el RMR es una roca de clase III con una calidad de roca mediana. Por otro lado, mediante el estudio realizado con Q de Barton es una roca de tipo regular. por ende, se implementará un sostenimiento con pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados de 1.5 – 2.0 metros en la corona y en las paredes u hormigón proyectado de 4 cm con fines de seguridad para los trabajadores y equipos en la mina artesanal Suirupata.
- 2) Mediante el análisis realizado del índice RQD el promedio de las tres muestras da como resultado 53.33% correspondiente a la calidad de roca regular. El RQD es uno de los parámetros geomecánicos para poder evaluar la implementación del sistema de sostenimiento adecuado con fines de seguridad en la galería Mercedes.
- 3) El resultado del índice RMR promedio es 48.67 puntos, lo cual corresponde a la clase III con una calidad de roca mediana, por lo tanto, se emplearían dos tipos de sostenimientos más factibles en la galería Mercedes, mina artesanal Suirupata. Primero, se emplearían pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados de 1.5 – 2.0 metros en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona; así mismo, se emplearía soporte con concreto armado de 50 – 100 mm en la corona y 30 mm en los lados.
- 4) El resultado del Q de Barton ha podido demostrar la calidad de la roca en la mina Suirupata, dando como resultado en promedio 7 puntos, lo cual indica en la tabla de evaluación de Barton que está en intervalo de roca regular. Por ende, para el soporte se debe aplicar hormigón proyectado de 4 cm, B + S.

REFERENCIAS

1. **ZORRILLA ALTUNA, Luis Alberto.** *La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila.* Huancayo : s.n., 2015. Tesis doctoral.
2. **MAMANI BARRAZA, Lucio Raúl.** *Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal – contrata minera Peyols, U. E. A. – Ana María.* Puno : s.n., 2018. Tesis de posgrado.
3. **THOMAS CABRERA, Carlos Enrique.** *Estudio comparativo entre requerimientos de soporte y fortificación de túneles definidos según métodos empíricos de clasificación geomecánica versus métodos analíticos y numéricos .* Santiago de Chile : s.n., 2014. Tesis de grado.
4. **HERNÁNDEZ GUTIÉRREZ, L. E., y otros.** Resistencia carga puntual de rocas. *Universidades de Alicante y de La Laguna.* [En línea] 2013. [Citado el: 26 de 4 de 2020.] <http://web.ua.es/es/interes/interes-ingenieria-del-terreno-y-sus-estructuras.html>.
5. **DEERE, D.** *Technical description of rock Corea for engineering purposes.* University of Illinois : Illinois, 1964.
6. **Osinergmin.** *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores.* Lima-Perú : Inversiones IAKOB S. A. C, 2017. 20-25.
7. **BROWN, E. T.** *Analytical and computational methods in engineering rock mechanics.* London : s.n., 1978.
8. **VILLAESCUSA, E. P.** *A review and analysis of discontinuity mapping date.* 1992 . 6.º ed..
9. **ROBERTSON, A. M.** *Estemating weak rock strength.paper presented at the SME annual meeting.* 1988 .
10. **BIENIAWSKI RICHARD, Z. T.** *Engineering Rock mass classifications a complete manual for engineers and geologists in mining, Civil and pretroleum engineering.* Nueva york, EE. UU. : s.n., 1989.
11. **PRIEST S. y HUDSON, John.** *Discontinuity spacing in rock, Rock mechanica.* 1976. pp. 135 - 148.

12. **PALMSTROM, A.** *The Volumetric joint count - a useful and simple measure of the degree of rock jointing.* 1982. vol 8.
13. **TRANSPORTES, Secretaría de Comunicaciones y.** *Manual de diseño y construcción de túneles de carretera.* Estados Unidos Mexicanos : s.n., 2016. 8 y 9.
14. **APLICADA, Grupo de Investigación en Geología.** *Clasificaciones geomecánicas de los macizos rocosos según: Bieniawski, Brown, Barton y Hoek .* 2012. 1- 8.
15. **N., BARTON, LIEN, R. y LUNDE, J.** *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support.* s.l. : Rock mechanics, 1974. pp. 189-236.
16. **ZORRILLA ALTUNA, Luis Alberto.** *La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila.* Huancayo : 29 - 31, 2015. Tesis de posgrado.
17. **FOSSEN, H.** *Structural Geology.* Cambridge : Cambridge University Press, 2010. p. 463.
18. **DÁVILA LÓPEZ, Héctor Arturo.** *Diseño de un sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional basado en la norma Ohsas 18001 para controlar peligros y riesgos en la concesión minera "Cápac" - Tarma.* Huancayo : s.n., 2016.
19. **PASCUAL VALERIO, Rosendo.** *Sistema de gestión en seguridad y control de riesgos de las empresas mineras de caliza de la región Junín.* Huancayo : s.n., 2016.
20. **LEÓN CASTRO, Eusebio Zenón.** *Teoría y práctica de la investigación científica.* Huancayo : s.n., 2016.
21. **SÁNCHEZ, Hugo C. y REYES, Carlos M.** *Metodología y diseños de investigación científica.* Lima : s.n., 1984.
22. **MAC LAUGHLIN, M. P.** *A distinct element parametric study of failure modes around an underground opening in rock masses of varying quality.* proceedings of the 40th symposium on engineering geology and geotechnical engineering. 1975.
23. **TARBUCK, Edward J. y LUTGENS, Frederick K.** *Ciencia de la Tierra.* 10.º ed. Madrid : s.n., 2013. 273.

24. **GEOLOGIAWEB.com.** Granito: Propiedades, características y usos. [En línea] [Citado el: 26 de Marzo de 2021.] <https://geologiaweb.com/rocas-igneas/granito/#:~:text=El%20granito%20es%20una%20roca%20%C3%ADgnea%20plut%C3%B3nica%20de%20color%20claro,la%20superficie%20de%20la%20Tierra..>
25. **CALCINA BEDOYA, Edwin.** *Diseño y sostenimiento del bypass 942 (nivel 3340) para optimizar la seguridad de las operaciones en la mina Chipmo.* Chipmo : s.n.
26. **ORELLANA MENDOZA, Eugenio Emilio.** *Selección de la alternativa óptima de sostenimiento en rampas para el control de inestabilidades subterráneas (tesis posgrado).* Huancayo : s.n., 2020.
27. **GUTIERREZ LÓPEZ, Víctor.** *“Optimización de la gestión de seguridad y salud ocupacional, a través de la implementación del iperc, en la concesión minera Yolanda Isabel – Yauli La Oroya”.* Huancayo : s.n., 2016.
28. **GALVÁN QUISPE, Ciro Benigno.** *“Implementación del sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional para reducir incidentes laborales en la U.E.A. Porvenir de minera Centro S.A.C.”.* Huancayo : s.n., 2014.

ANEXOS

Anexo 1

Vista de la entrada a la mina Suirupata



Anexo 2
Vista de la mina Suirupata



Anexo 3

Vista del interior de mina

