UNIVERSIDAD DE ATACAMA

FACULTAD TECNOLÓGICA

SEDE VALLENAR

PROPUESTA DE FORTIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO EN LA MINA FILIPINA PARA RESGUARDAR LA SEGURIDAD DEL TRABAJADOR.

Trabajo de titulación presentado en conformidad para la obtención de el Titulo Técnico Universitario en Minas.

Profesor Guía: Enrique Veragua

Miguel Cuello Miranda

Patricio Rodríguez Fuentes

Benjamín Tello Bravo

Vallenar, Chile 2024

|

TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN 9
ABSTRACT 11
CAPITULO 1.-MARCO INTRODUCTORIO 13
1.1.- Introducción 13
1.2.-Objetivo General 14
1.3.-Objetivos Específicos 14
1.4.- Planteamiento Del Problema 15
1.5.-Justificación 16
1.6.-Alcance 16
CAPITULO 2.-MARCO TEORICO 17
2.1.- Características del macizo rocoso 17
2.2.-Tabla de Bieniawski (R.M.R) 18
2.2.1.- Resistencia a la compresión simple: 19
2.2.2.-Puntaje para resistencia a compresión simple: 20
2.2.3.- R.Q.D Rock Quality Designation: 21
2.2.4- Espaciamiento de las discontinuidades: 22
2.2.5.- Abertura: 24
2.2.6.- Continuidad de las discontinuidades: 25
2.2.7.- Rugosidad de las discontinuidades: 26
2.2.8.-Relleno de la discontinuidad: 27
2.2.9.-Meteorización de las discontinuidades: 28
2.2.10.-Presencia de agua: 29
2.2.11- Ajuste por orientación de las estructuras: 30
2.2.12.-Tipos de sostenimientos: 31
2.3.-Q de Barton: 32
2.3.1.-Parámetro, cálculo del R.Q.D: 33
2.3.2.-Parámetro, cálculo de la Familia de diaclasas Jn: 34
2.3.3-Parámetro Rugosidad de las Diaclasas Jr: 35
2.3.4.- Parámetro Aguas en las Diaclasas Jw: 36
2.3.5.-Alteración de las diaclasas: 37
2.3-6.-Parámetro Factor reductor de esfuerzo: 38
2.3.7-Parámetro Factor reductor de esfuerzo: 39

2.3.8.-Parámetro Factor reductor de esfuerzo: 40
2.3.9.- Clasificación de Barton de los macizos rocosos Índice de calidad Q: 41
2.3.10.-Indice ESR 42
2.3.11.-Clasificación de Q: 43
2.3.12.-Largo de pernos: 44
2.3.13.-Largo del perno del Techo: 44
2.4.1.- Malla electrosoldada: 46
2.4.- La Fortificación 46
2.4.1.- Fortificación Activa 46
2.4.2.- Fortificación Pasiva 47
2.5.-Tipos de fortificación 47
2.5.1.- Fortificación con Madera: 47
2.5.2.- Marcos de Madera: 48
2.6.- Pernos de anclaje: 48
2.6.2.- Viga: 49
2.6.3.- Columnas: 50
2.6.4.- Tipos de pernos y su elección: 51
2.7.- Pernos de Fricción (Split Set): 51
2.8.- mallas: 52
2.9.- Sistema de hormigón proyectado con malla y perno: 52
2.10.- Acuñadura: 53
2.10.1.- Herramientas para acuñar: 53
2.11.- Precios de fortificación Minera: 54
2.11.1.- Malla electrosoldada: 54
2.11.2.-Pernos de Refuerzo de acero 55
CAPITULO 3.-METODOLOGIA 56
3.1.- Tipo de estudio 56
3.2.- Nivel de abordaje 56
3.3.- Análisis de la mina 56
3.4.-Solicitud mina filipina 57
3.5.-Equipos de protección personal 57
3.6.-Herraminetas utilizadas 57
3.7.-Dimensión de la galería 57

3.8.-Análisis del terreno 57
3.9.- Recolección de datos para el método de Bieniawski 58
3.9.1.- Resistencia a la compresión de la roca intacta 58
3.9.2.-Rock Quality Designation (R.Q.D) 59
3.9.3.-Espaciamiento de discontinuidades 60
3.9.4.-Condicion de las discontinuidades 60
3.9.5.-Condicion de aguas subterráneas 62
3.9.6.-Tabla resumen 62
3.9.7.-Calculo para determinar el RMR: 63
3.9.8.- Orientación de las discontinuidades 63
3.10.- RMR total de la labor 65
3.10.1.-Tipo sostenimiento labor 65
3.11.-Recoleccion de datos en terreno para método Q de Barton 65
3.11.1.-Indice de calidad de la roca 65
3.11.2 Numero de familia de diaclasas 65
3.11.3.- Rugosidad de la superficie de las discontinuidades 66
3.11.4.-Coeficiente reductor. Presencia de agua 66
3.11.5.-Alteración de las diaclasas 66
3.11.6.-Factor reductor de esfuerzo 67
3.12.-Cuadro resumen 67
3.13.-Calidad del macizo rocoso 68
3.14.-Para determinar el gráfico de Q Barton 69
3.15 Propuesta de fortificación 70
4.1.-Litología del lugar 71
4.2.-Dimensiones de la galería principal 72
4.3.-Caracterización de la mineralización 72
4.5.-Análisis geomecánico por tramo en la mina 78
4.6.-Tramos de la labor 78
4.6.1.-Resistencia a la compresión 78
4.6.2.-RQD 78
4.6.3.-Espaciamiento de las discontinuidades 79
4.6.4.-Estado discontinuidades 79
4.6.5.-Precencia de agua 80

4.6.6.-Cuadro de resumen 80
4.7.-Calculo en el software Dips 81
4.8.-Calculo de orientación de las estructuras 81
4.9.-Tipo de sostenimiento referencial 82
4.10.-Metodo geomecánico de Barton 82
4.11.-Parametros de la labor 83
4.11.1.-Calidad del macizo rocoso 83
4.12.-Determinar calidad del macizo rocoso y soporte de roca en el grafico 84
4.13.-Calculo para determinar los parámetros de los pernos 86
4.13.1.- Largo de pernos del techo: 86
4.14.3.- Calculo para la cantidad de pernos 86
4.14.4.-Calculo para el valor pernos 87
4.14.5.-Calculo para el valor de las planchuelas 87
4.14.6.-Calculo para el volumen de los pernos 87
4.16.7.-Calculo para el volumen de pozos 88
4.16.8.-Calculo para el volumen de resina 88
4.16.9.-Calculo para la cantidad de tarros resina 88
4.16.9.-Calculo para el valor de la resina 89
Capítulo 5.-Conclusión 90

|

INDICE DE ILUSTRACIONES Y CUADROS

Ilustración 2.1.- Resistencia a la compresión simple 19
Ilustración2.2.-Puntaje de la compresión simple 20
Ilustración 2.3.-Tabla para determinar RQD 21
Ilustración 2.4.-Espaciamiento entre discontinuidades 22
Ilustración 2.5.-Resultado asociado al espaciamiento 23
Ilustración 2.6.-Clasificación según la abertura de las discontinuidades 24
Ilustración 2.7.-Clasificación según la continuidad de las discontinuidades 25
Ilustración 2.8.-Clasificación según la rugosidad de las discontinuidades 26
Ilustración 2.9.-Clasificación según el relleno de las discontinuidades 27
Ilustración 2.10.-clasificación según la meteorización de las discontinuidades 28
Ilustración 2.11.-Condición del agua 29
Ilustración 2.12.-Ajuste por orientación 30
Ilustración 2.13.-Tipo de sostenimientos RMR 31
Ilustración 2.14 32
Ilustración 2.15.-Tabla de parámetro, cálculo del R.Q.D 33
Ilustración 2.16.-Tabla de parámetro, cálculo de la Familia de diaclasas Jn 34
Ilustración 2.17.-Tabla de parámetro, Rugosidad de las Diaclasas Jr 35
Ilustración 2.18.-Tabla de Parámetro Aguas en las Diaclasas Jw 36
Ilustración 2.19.-Tabla de Alteración de las diaclasas 37
Ilustración 2.20.-Tabla de Parámetro Factor reductor de esfuerzo 38
Ilustración 2.21.-Tabla de Parámetro Factor reductor de esfuerzo 39
Ilustración 2.22.-Tabla de Parámetro Factor reductor de esfuerzo 40
Ilustración 2.23.-Formula de Q de Barton 41
Ilustración 2.24.-Tabla de Clasificación de Barton de los macizos rocosos 41
Ilustración 2.25.-Tabla del Índice ESR 42
Ilustración 2.26.-Sostenimiento según el índice de Q 43
Ilustración 2.27.-Formula del ESR 44
Ilustración 2.28.-Formula de largo del perno del techo 44
Ilustración 2.29.-Formula de largo del perno de la caja 45
Ilustración 2.30.-Cuña 48
Ilustración 2.31.- Cuña 49
Ilustración 2.32.-Vigas 49
Ilustración 2.33.- Columnas 50
Ilustración 2.34.- Malla 52
Ilustración 2.35.- Barretillas 53
Ilustración 2.36.-Malla de eslabones de cadena para minería de 150 x 150 mm para soporte subterráneo 54
Ilustración 2.37 .-Descripción de la malla de eslabones 54
Ilustración 2.38.-Pernos de Refuerzo de acero 55

Ilustración 3. 1 58

Ilustración 3. 2 59
Ilustración 3. 3 60
Ilustración 3. 4.- roseta..... 64
Ilustración 3. 5 69

Ilustración 4. 1 71
Ilustración 4. 2 81
Ilustración 4. 3 84

|

INDICE DE TABLAS

Tabla 3. 1 62
Tabla 3. 2 67
Tabla 3. 3 68

Tabla 4. 1 72
Tabla 4. 2 75
Tabla 4. 3 77
Tabla 4. 4 80
Tabla 4. 5 82
Tabla 4. 6 82
Tabla 4. 7 83
Tabla 4. 8 83

|

RESUMEN

En las minas subterráneas existen múltiples escenarios en los que puede ocurrir un accidente, siendo la principal causa la caída de rocas. Por esta razón, se decidió implementar un plan de fortificación en la mina Filipina, ubicada en la ciudad de Vallenar, tercera región de Atacama. El principal problema que enfrenta esta mina es la falta de fortificación, lo que implica que, en algún momento, podría ocurrir un desplome de rocas. Es necesario encontrar una forma de fortificar la mina para garantizar la seguridad del lugar de trabajo. El objetivo de esta propuesta de fortificación es velar por la seguridad de los trabajadores, evitando así accidentes como la caída de rocas, tropiezos y estallido de rocas.

En este análisis se llevó a cabo un tipo de metodología mixta, esto quiere decir que usa la metodología cuantitativa y cualitativa. Para poder determinar qué método de fortificación era el adecuado, se implementó el uso de dos tablas, las cuales eran el método de Bieniawski y el método Q de Barton. Estas tablas se basaban en parámetros físicos del macizo rocoso, los cuales se analizaron en terreno. El método de Bieniawski contemplaba 6 parámetros, mientras que el Q de Barton incluía 6 tablas con sus respectivas ecuaciones.

Posteriormente, con el análisis de estas tablas, se determinó con los cálculos adecuados remplazando cada parámetro con su respectivo signo, los cálculos son los siguientes:

$$Q = \frac{RQD}{JN} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

1.-R.Q.D : Índice de calidad de la roca.

2.-Jn: Número de familias de diaclasas.

3.-Jr: Rugosidad de las superficies de las discontinuidades.

4.-Ja: Alteración de las diaclasas.

5.-Jw: Coeficiente reductor. Presencia del Agua.

6.-SRF: Factor reductor del esfuerzo.

|

$$RQD = 115 - 3(JV)$$

Para poder calcular el RQD se tienen que utilizar dos constantes de la formula que serian el 115 y el -3, el -3 se multiplicaría por el JV que el numero de diaclasas por 1 metro cuadrado dando un resultado negativo que se restaría con la contante 115 dando por resultado el RQD

$$ESR = \frac{Altura\ de\ la\ excavacion}{ESR\ Temporal\ o\ Pemanente}$$

Lo cual determino que el mejor método de fortificación el cual fue de pernos del tipo helicoidal.

Mientras se desarrollaba la investigación y se formulaba la propuesta, se llegó a la conclusión de que la opción más adecuada para la fortificación de la mina era la utilización de pernos y hormigón. Esta decisión se basó en la estabilidad de la roca en la mina, ya que, de no emplearse este sistema de fortificación, el cerro podría presentar un mayor riesgo de colapsar, lo que incrementaría significativamente la probabilidad de accidentes laborales. Este enfoque busca garantizar la seguridad de los trabajadores y la integridad de la estructura en el largo plazo.

|

ABSTRACT

In underground mines, there are multiple scenarios in which an accident can occur, with the main cause being rock falls. For this reason, it was decided to implement a fortification plan at the Filipina mine, located in the city of Vallenar, in the third region of Atacama. The main issue faced by this mine is the lack of fortification, which means that, at some point, a rock collapse could occur. It is necessary to find a way to fortify the mine to ensure the safety of the workplace. The objective of this fortification proposal is to ensure the safety of the workers, thus preventing accidents such as rock falls, trips, and rock bursts.

In this analysis, a mixed methodology was used, meaning both quantitative and qualitative methodologies were applied. To determine the most appropriate fortification method, two tables were used: the Bieniawski method and the Q system of Barton. These tables were based on physical parameters of the rock mass, which were analyzed on-site. The Bieniawski method considered 6 parameters, while the Q system of Barton included 6 tables with their respective equations.

Subsequently, with the analysis of these tables, the appropriate calculations were made by replacing each parameter with its respective sign. The calculations are as follows:

$$Q = \frac{RQD}{JN} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

1.- R.Q.D: Rock Quality Designation.

2.- Jn: Number of Joint Sets.

3.- Jr: Roughness of the Discontinuity Surfaces.

4.- Ja: Alteration of the Joints.

5.- Jw: Water Reduction Factor. Presence of Water.

6.- SRF: Stress Reduction Factor.

|

$$RQD = 115 - 3(JV)$$

To calculate the RQD, two constants from the formula must be used, which are 115 and -3. The -3 is multiplied by the JV, which represents the number of joints per square meter. This results in a negative value that is then subtracted from the constant 115, giving the final RQD result.

$$ESR = \frac{\text{Excavation height}}{ESR \text{ Temporary or Permanent}}$$

It was determined that the best fortification method was the use of helical-type bolts.

While the research was being developed and the proposal formulated, it was concluded that the most suitable option for the mine's fortification was the use of bolts and concrete. This decision was based on the stability of the rock in the mine, as without this fortification system, the hill could present a higher risk of collapse, which would significantly increase the likelihood of workplace accidents. This approach aims to ensure the safety of workers and the long-term integrity of the structure.

|

CAPITULO 1.-MARCO INTRODUCTORIO

1.1.- Introducción

En la minería subterránea existe un ámbito muy importante que es la fortificación, ya que, esta nos ayuda a resguardar la seguridad de los trabajadores, es bien sabido, que si no se hace un buen análisis sobre el macizo rocoso este mismo puede llegar a sucumbir por el esfuerzo masivo que tendría que soportar por sí mismo y es por eso que existen variadas formas de fortificar el macizo rocoso y eso va a depender de las características que este tenga.

La fortificación es de suma importancia en las operaciones de una minería subterránea, ya que al tener una buena fortificación se disminuyen las posibilidades de que ocurra algún accidente y así no salga dañado algún trabajador, en la minería uno de los mayores riegos es la caída de roca y es por eso que hay que dar tanto énfasis en el análisis del macizo para poder encontrar el método de fortificación adecuado.

1.2.-Objetivo General

- Proponer el método de fortificación en la mina Filipina en base a las características del macizo rocoso para resguardar la seguridad del trabajador.

1.3.-Objetivos Específicos

- Reconocer las características del macizo rocoso para el uso de las metodologías de Bieniawski y Q de Barton.

- Aplicar metodologías de Q de Barton y Bieniawski para saber la calidad del macizo rocoso y la fortificación que requiera.

- Evaluar los costos sobre la fortificación que requiera usar para hacer una propuesta en base a los ingresos.

|

1.4.- Planteamiento Del Problema

En Chile, es bien sabido que la minería es de suma importancia para el sostenimiento del país, presentando varias etapas muy importantes para ejecutar la extracción de mineral. Una de esas etapas importantes se aplica en la minería subterránea y es la fortificación, ya que, al tener la zona fortificada disminuye el riesgo de que ocurra un derrumbe, perdiendo tiempo en nuestra operación o aún peor la pérdida de un trabajador.

En esta situación se busca la fortificación de la mina Filipina este Proyecto está ubicado a 38 kilómetros al noroeste de Vallenar, Región de Atacama, para que los trabajadores tengan más seguridad a la hora de adentrarse a la mina y así trabajar de una mejor manera.

|

1.5.-Justificación

El propósito principal del análisis efectuado en la mina Filipinas fue asegurar la protección de los trabajadores mediante una evaluación detallada de las condiciones del macizo rocoso y la implementación de sistemas de fortificación apropiados,

1.6.-Alcance

Este análisis e investigación no tiene un alcance muy extenso debido a que este análisis es muy específico para poder aplicarlo en otras minas, ya que, hay que determinar las características del macizo rocoso de la mina filipinas y así determinar el método de fortificación que requiera, para que esta investigación pueda aplicarse es otras minas debe tener las características exactas a la mina filipinas de otra manera no se podría utilizar ya que daría un resultado erróneo.

|

CAPITULO 2.-MARCO TEORICO

2.1.- Características del macizo rocoso

Al apreciar detalladamente el macizo rocoso se pueden determinar sus características las cuales son importantes para evaluar que método de fortificación es el adecuado para proponer el tipo de fortificación que requiera el macizo rocoso.

En este procedimiento de determinar cuáles son sus características es importante la observación de fallas, diaclasas, pliegues, discontinuidades, aberturas, esto es importante ya que dependiendo de que tan abundante sean estas características de deberá trabajar de una manera distinta, ya que si el macizo rocoso es débil se deberá utilizar una fortificación más firme, en cambio sí es una roca buena la fortificación no será tan elaborada

|

2.2.-Tabla de Bieniawski (R.M.R)

Clasificación geomecánica de un macizo rocoso independiente de un factor de corrección. Fue propuesto en el año 1973 a partir de la estimación de ocho parámetros iniciales y modificada en los años posteriores 1976, 1979,1984 y 1989, En la versión de 1989 las valoraciones no cambiaron, pero la evaluación de las discontinuidades subhorizontales fue modificada.

La versión propuesta por su autor valora la resistencia de la matriz rocosa, el índice RQD, condición de las discontinuidades y parámetros hidrogeológicos, (Bieniawski, Z.T. 1989) utilizada en este trabajo mediante la ecuación. (Chile, 2020)

El método de Bieniawski se mide en base a una escala del 0 al 100, dependiendo que características de la roca sean los que se han determinado, es decir, 0 es la peor escala que se le puede puntuar y esto es por la calidad de la roca, que en este caso sería demasiado mala, en cambio si se le otorga una puntuación de 100 quiere decir que la roca es la mejor para poder trabajar. Mientras más alta la puntuación la calidad de la roca va subiendo

En este método existen 6 parámetros para poder determinar la calidad del macizo rocoso, lo cuales son (poner nombre de cada parámetro), continuación se explicará cada parámetro necesario

|

2.2.1.- Resistencia a la compresión simple:

resistencia del material intacto que es obtenido mediante un ensayo de carga puntual o por compresión simple.

De esta forma se estima la resistencia a la compresión uniaxial de la roca, se puede estimar mediante golpes con un martillo geológico a un testigo, o rocas de la zona a estudiar.

Se debe observar cómo la roca, responde ante el impacto y se le asigna un índice de resistencia en Mpa. Los criterios para la asignación de dichos índices se encuentran en la siguiente tabla

RANGO	DESCRIPCION	ESFUERZO A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL (MPA)	ÍNDICE DE POINT LOAD (MPA)	ESTIMACIÓN DE CAMPO PARA DETERMINACIÓN DE ESFUERZO	EJEMPLOS
R-6	EXTREMADAMENTE FUERTE	>250	>10	LOS ESPECIMENES SOLO PUEDEN SER ASTILLADOS POR UN GOLPE DE UN MARTILLO GEOLOGICO.	BASALTO FRESCO, CHERT, DIABASA, GNEISS, GRANITO, CUARCITA.
R-5	MUY FUERTE	100-250	4-10	LOS ESPECIMENES REQUIEREN DE VARIOS GOLPES DE MARTILLO GEOLOGICO PARA FRACTURARSE.	ANFIBOLITA, ARENISCA, BASALTO, GABRO, GNEISS, GRANODIORITA, CALIZA, MARGA, RIOLITA, TOBA.
R-4	FUERTE	50-100	2-4	LOS ESPECIMENES REQUIEREN DE MAS DE UN GOLPE DE MARTILLO GEOLOGICO PARA FRACTURARSE.	CALIZA, MARGA, ARENISCA, ESQUISTO, PIZARRA.
R-3	MEDIANAMENTE FUERTE	25-50	1-2	LAS ESPECIES NO PUEDEN SER MOLDEADAS O RASPADAS POR UN CUCHILLO DE BOLSILLO. PUEDEN FRACTURARSE SOLO CON UN GOLPE DE MARTILLO GEOLOGICO.	ARCILLOLITA, CARBON, CONCRETO, ESQUISTO, PIZARRA, LIMONITA.
R-2	DEBIL	5-25		LAS ESPECIES PUEDEN SER MOLDEADAS CON DIFICULTAD CON UN CUCHILLO DE BOLSILLO, HACIENDO UNA PROFUNDA MARCA CON UN FIRME GOLPE CON LA PUNTA DEL MARTLLO GEOLOGICO.	YESO, SAL DE ROCA, POTASIO.
R-1	MUY DEBIL	1-5		PUEDE SER TRITURADA POR UN FIRME GOLPE CON LA PUNTA DEL MARTILLO GEOLOGICO Y SER MOLDEADA CON UN CUCHILLO DE BOLSILLO.	ROCA ALTERADA, Y ALTERACION DE ALTO GRADO.
R-0	EXTREMADAMENTE DEBIL	0,25-1		ES POSIBLE DEJAR UNA MARCA CON LA UÑA.	RELLENOS DE FALLA RIGIDOS.

Ilustración 2.1.- Resistencia a la compresión simple

|

2.2.2.-Puntaje para resistencia a compresión simple:

Posterior a la asignación de dichos índices, se buscan los puntajes asociados a la "resistencia de la roca intacta". Mediante la siguiente tabla.

UCS (MPA)	PLS (MPA)	PUNTAJE	COMENTARIOS
< 1	En este rango no se recomienda el uso de ensayos de carga puntual para estimar la resistencia de roca intacta.	0	Resistencia muy baja
1 a 5		1	
5 a 25		2	
25 a 50	1 a 2	4	Resistencia baja
50 a 100	2 a 4	7	Resistencia moderada
100 a 250	4 a 10	12	Resistencia alta
> 250	>10	15	Resistencia muy alta

Ilustración2.2.-Puntaje de la compresión simple

|

2.2.3.- R.Q.D Rock Quality Designation:

Este parámetro se considera de gran interés, para seleccionar el revestimiento de los túneles. Habitualmente se obtiene midiendo la cantidad de discontinuidades presentes en $1m^2$ del talud, en un levantamiento litológico estructural de las paredes. Se aplica la formula empírica propuesta por Bieniawski.

$$RQD= 115- 3,3(Jv)$$

Donde Jv=N° de discontinuidades por m^3, se calcula sumando el número de fisuras que corten de manera independiente cada uno de los ejes imaginarios X, Y, Z, del macizo rocoso. Para mayor precisión se establece una longitud adecuada para cada eje, y luego se calcula la cantidad de fisuras por eje en un solo metro.

Finalmente se obtiene el porcentaje asociado al RQD. Cuyo valor se compara con la siguiente tabla

.

RQD (%)	*Calidad de la Roca*
<25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Ilustración 2.3.-Tabla para determinar RQD

2.2.4- Espaciamiento de las discontinuidades:

Corresponde a la distancia medida entre los planos de discontinuidades de cada familia. El espaciamiento de las discontinuidades debe ser dada según la siguiente tabla:

Descripción	Espaciado de las juntas	Tipo de macizo rocoso
Muy ancho	>3 m	Solido
Ancho	1-3 m	Masivo
Moderadamente Cerrado	0.3 – 1 m	En bloques
Cerrado	50- 300 mm	Fracturado
Muy cerrado	< 50 mm	machacado

Ilustración 2.4.-Espaciamiento entre discontinuidades

La siguiente tabla entrega el puntaje asociado

Descripción del espaciamiento	S (mm)	Puntaje
Muy junto a extremadamente junto	<60	5
Junto	60 a 200	8
Moderado	200 a 600	10
Separado	600 a 2000	15
Muy separado	>2000	20

Ilustración 2.5.-Resultado asociado al espaciamiento

|

2.2.5.- Abertura:

Es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno.

Este parámetro difiere de unas zonas a otras del macizo rocoso, reduciéndose la apertura en profundidad. Influye en la resistencia al corte de la discontinuidad, incluso en discontinuidades cerradas, al modificarse las tensiones efectivas que actúan sobre las paredes.

Su medida se realiza mediante una regla graduada en milímetros o un calibre, a lo largo de 3 metros de longitud. (cedrún, s.f.)

Grado	Descripción	Separación de las caras	Rango RMR
1	abierta	>5 mm	0
2	Moderadamente abierta	1 a 5 mm	1
3	Cerrada	0,1 a 1 mm	4
4	Muy cerrada	<0,1 mm	5
5	No tiene	0	6

Ilustración 2.6.-Clasificación según la abertura de las discontinuidades

|

2.2.6.- Continuidad de las discontinuidades:

La continuidad es la extensión superficial de la junta sobre la cara del talud. Dicha extensión o longitud se mide empleando cinta métrica, que se apoya sobre la misma junta. La intersección de la junta con las caras del talud aporta buzamientos aparentes y las continuidades muestran las longitudes de dichos buzamientos aparentes. (cedrún, s.f.)

Grado	Descripción	Continuidad	Rango RMR
1	No pequeña	< 1 m	6
2	Pequeña	1-3 m	4
3	Media	3-10 m	2
4	Alta	10-20 m	1
5	Muy Altas	>20 m	0

Ilustración 2.7.-Clasificación según la continuidad de las discontinuidades

|

2.2.7.- Rugosidad de las discontinuidades:

La descripción y medida de la rugosidad tiene como principal finalidad la evaluación de la resistencia al corte de los planos.

La rugosidad aumenta la resistencia al corte, que decrece con el aumento de la abertura y, por lo general, con el espesor de relleno.

Grado	Descripción	Rango (RMR)
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	2
4	Suave	1
5	Espejo de falla	0

Ilustración 2.8.-Clasificación según la rugosidad de las discontinuidades

|

2.2.8.-Relleno de la discontinuidad:

Las discontinuidades pueden aparecer rellenas de un material que es producto de la alteración de las rocas que formas sus paredes y por lo tanto de naturaleza distinta desde un punto de vista petrológico. Existe una gran variedad de materiales de relleno. Lógicamente este relleno gobierna el comportamiento de la discontinuidad, por lo que deben ser descritos todos los aspectos de propiedades y estados (materiales blandos o alterados, contenido en humedad, movimientos entre juntas). (belandria, s.f.)

Grado	Descripción	Rango RMR
1	Relleno blando > 5 mm.	0
2	Relleno blando < 5 mm.	2
3	Relleno duro > 5 mm.	2
4	Relleno duro < 5 mm.	4
5	Ninguno	6

Ilustración 2.9.-Clasificación según el relleno de las discontinuidades

|

2.2.9.-Meteorización de las discontinuidades:

La meteorización corresponde a la transformación de los minerales componentes de las rocas producidas por los agentes atmosféricos esenciales: la temperatura, la presión y la humedad. (MarcadorDePosición1)

Grado	Descripción	Rango (RMR)
1	Descompuesta	0
2	Muy meteorizada	1
3	Moderadamente meteorizada	3
4	Ligeramente meteorizada	5
5	No meteorizada	6

Ilustración 2.10.-clasificación según la meteorización de las discontinuidades

|

2.2.10.-Presencia de agua:

Estudia y clasifica en parámetros, la presencia de agua en el macizo rocoso, ya que esta tiene una gran influencia en su comportamiento. Se le asigna un puntaje igual a 0 para el caso de estructuras con un flujo de agua de más de 125 Lt/min en una extensión de 10 m. Se le asigna un valor 15 en el caso de estructuras completamente secas.

Grado	Descripción	Rango RMR
1	Completamente seco	15
2	Semi húmedo	10
3	Húmedo	7
4	Mojado	4
5	Flujo de agua	0

Ilustración 2.11.-Condición del agua

|

2.2.11- Ajuste por orientación de las estructuras:

Se clasifica la roca de acuerdo al rumbo y manteo con respecto a la obra civil que se efectuara. Para dicha clasificación se utiliza la siguiente tabla.

Aplicación	Orientación de las estructuras (rumbo y manteo)				
	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
Minería Subterránea Túneles	0	2	5	10	12
Cimentaciones	0	2	7	15	25
Taludes Minería a Rajo Abierto	0	5	25	50	60

Ilustración 2.12.-Ajuste por orientación

Una vez obtenido el índice RMR in situ, mediante la suma de los primeros 5 parámetros mencionados. Se busca el índice RMR general del macizo rocoso, obteniéndose este entre la resta de la sumatoria de los primeros 5 parámetros con el índice RMR de ajuste por orientación (rumbo y manteo)

Es decir, RMR macizo rocoso = RMR in-situ-ΔRMR

2.2.12.-Tipos de sostenimientos:

Descripción de Calidad	R.M.R	Clase	Tipo de Sostenimiento Referencial
Muy Bueno	81 - 100	I	Sin Sostenimiento, Pernos Puntuales en caso de evidenciar cuñas y/o bloques preformados. Los largos del perno dependerán del peso y forma de la cuña o bloque.
Bueno	61 - 80	II	Pernos Puntuales en sistemas estructurales afectados por diseño minero. Largo estimado del perno L = 1.4 + (0.18*W)
Regular	41 - 60	III	Pernos espaciados entre 1 a 1,5 mts., con largos estimados de L= 1.8 + (0.18*W), especialmente en sectores de producción. Si la condición así lo requiere utilizar malla y/o shotcrete 50mm. Otros sectores sujeto a evaluación Geomecánica.
Malo	21 - 40	IV	El avance de labor debe considerar sostenimiento a 1 disparo de la frente. Pernos espaciados a 1,0 mts, largo estimado de L= 2.0 +(0.18*W), shotcrete 100 mm y malla de reforzamiento. En su defecto, considerar alternativa de By pass.
Muy Malo	< 20	V	Zona identificada con esta condición no considerar para acceso permanente. Zona no identificada reforzar mediante Hormigón, arcos, shotcrete 150mm, pernos espaciados entre 0.5 a 1mts., L= 3 + (0.18*W), no se descartan los pernos cables.

W: Ancho de Labor (mts) L: Longitud del Perno (mts)

Ilustración 2.13.-Tipo de sostenimientos RMR

|

2.3.-Q de Barton:

La clasificación Q Barton fue desarrollada en 1974 por Barton, Lunde y Lien a partir de la información de numerosos túneles. Se desarrolla a través de parámetros los cuales en sus resultados se realiza la presente formula, está clasificación es completa pues ya que una vez obtenido el resultado señala que método de fortificación es recomendable utilizar.

$$Q = \frac{RQD}{JN} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

Ilustración 2.14

1.-R.Q.D : Índice de calidad de la roca.

2.-Jn: Número de familias de diaclasas.

3.-Jr: Rugosidad de las superficies de las discontinuidades.

4.-Ja: Alteración de las diaclasas.

5.-Jw: Coeficiente reductor. Presencia del Agua.

6.-SRF: Factor reductor del esfuerzo.

El primer coeficiente R.Q.D./Jn representa en la formula el tamaño de los Bloques.

El segundo coeficiente Jr/Ja representa en la formula la resistencia al corte de los bloques.

El tercer y último coeficiente Jw/SRF representa en la formula el estado tensional del macizo rocoso

|

2.3.1.-Parámetro, cálculo del R.Q.D:

El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso, de 100% (el más competente) a 0% (el menos competente) La técnica utilizada en este parámetro es tender y alinear el sondaje, a continuación, se mide la frecuencia del número de fracturas naturales presentes Si la frecuencia de fracturas aumenta, la valoración del RQD disminuye. (Chile, 2020)

Descripción de la calidad del macizo rocoso	R . Q . D . %	Observaciones.
Muy mala	0-25	Para R.Q.D < 10 se puede tomar R.Q.D.= 10 en la ecuación de Q.
Mala	25-50	
Mediana	50-75	
Buena	75-90	
Excelente	90-100	

Ilustración 2.15.-Tabla de parámetro, cálculo del R.Q.D

2.3.2.-Parámetro, cálculo de la Familia de diaclasas Jn:

Descripción	Jn
Roca masiva	0.5-1
Una familia de diaclasas.	2
Una familia de diaclasas y algunas Diaclasas ocasionales.	3
Dos familias de diaclasas.	4
Dos familias de diaclasas y algunas Diaclasas ocasionales	6
Tres Familias.	9
Tres familias de diaclasas y algunas Diaclasas ocasionales.	12
Cuatro o más familias de Diaclasas, roca muy fracturada.	15
Roca triturada terrosa.	20
En boquillas, se utiliza 2 Jun y en Túneles 3 Jun	

Ilustración 2.16.-Tabla de parámetro, cálculo de la Familia de diaclasas Jn

2.3.3-Parámetro Rugosidad de las Diaclasas Jr:

Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm	Jr
Juntas discontinuas	4
Juntas rugosa o irregular ondulada	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla,ondulada	1,5
Rugosao irregular,plana.	1,5
Suave plana	1
Espejo de falla, plano	0,5
No existe contacto entre las 2 caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente	Jn
Zona de contenido de minerales arcillosos, sufucientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de las Diaclasas	1
Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las 2 caras de las diaclasas	1

Ilustración 2.17.-Tabla de parámetro, Rugosidad de las Diaclasas Jr

2.3.4.- Parámetro Aguas en las Diaclasas Jw:

	Jw	Presion n del agua Kg/cm
Excavaciones secas o de influencia poco importante.	1	<1
Fluencia o presion medias.ocacional lavado de los rellenos de las Diaclasas.	0,66	1-2,5
Fluencia o presion alta, considerable lavado de los rellenos de las diaclasas.	0,33*	2.5-10
Fluencia o presion de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo.	0,1-0,2*	>10
fluencia o presion de aguas excepcionalmente altas y continuas,sin disminucion	0,05-01*	>10

Ilustración 2.18.-Tabla de Parámetro Aguas en las Diaclasas Jw

|

2.3.5.-Alteración de las diaclasas:

Descripción |	Ja
Contacto entre las 2 caras de las Diaclasas.	0.75
Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas.	1
Caras de la junta únicamente manchadas.	2
Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no blandos partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	3
Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblan decible.	
Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja Fricción como caolinita, clorita, talco, yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2 mm.	4
Contactos entre 2 caras de la Diaclasa con < de 10 cm desplazamiento lateral.	
Partículas de Arena, roca desintegrada libre de arcilla.	
Fuertemente sobre consolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de esp.	4
Sobre consolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de < de 5 mm de espesor.	4
Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continúo de 5 mm. El valor Ja dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva	6
no existe contacto entre las 2 caras de la diaclasa cuando está cizallada	
zonas o bandas de roca desintegrada o manda de arcilla	6-8-12
Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blandas.	5
Granos arcillosos gruesos	13-20

Ilustración 2.19.-Tabla de Alteración de las diaclasas

2.3-6.-Parámetro Factor reductor de esfuerzo:

1.-Zona débil que interceptan la excavación y pueden causar caídas de bloques.	S.R.F
A. Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor.	10
B. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación < 50 m.).	5
C. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente. (Profundidad de excavación > 50 m.).	2,5
D. Varias zonas de fractura en roca competente libre de arcilla, roca suelta alrededor. (Cualquier profundidad).	7,5
E. Sólo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla (Profundidad de excavación < 50 m.)	5
F. Sólo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla. (Profundidad > 50 m).	2,5
G. Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturadas. Cualquier profundidad.	5

Ilustración 2.20.-Tabla de Parámetro Factor reductor de esfuerzo

2.3.7-Parámetro Factor reductor de esfuerzo:

2.-Rocas competentes con problemas tensionales en las			
Rocas	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	S.R.F
H. Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	> 200	>13	2.5
I. Tensiones medias.	200-10	13-0.33	1.0
J. Tensiones altas estructura muy compacta, favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastíales.	10-5	0.66-0.33	0.5-2.0
K. Explosión de roca suave (roca Masiva).	5-2.5	0.33-0.16	05-10
L. Explosión de roca fuerte (roca masiva.)	<2.5	<0.16	10-20
σ_c y σ_t son las resistencias a la compresión y tracción respectivamente de la roca, σ1 es el esfuerzo principal máximo que actúa en la roca.			

Ilustración 2.21.-Tabla de Parámetro Factor reductor de esfuerzo

2.3.8.-Parámetro Factor reductor de esfuerzo:

3.-Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostática.	S.R.F
M. Presión de Flujo suave.	05-10
N. Presión de flujo intensa.	10-20
3.-Roca expansiva, actividad expansiva química dependiendo de la presencia del agua.	S.R.F
O.Presión Expansiva suave.	05-10
P. Presión expansiva intensa.	10-15
Observaciones al SRF:	
Reducir los valores del SRF en un 25 a 50% si las zonas de rotura solo influyen pero no interceptan a la excavación. En los casos que la profundidad de las clave del túnel sea inferior a la altura del mismo se sugiere aumentar el SRF de 2.5 a 5. Para campos de tensiones muy anisótropos cuando 5<= σ 1/ σ 3<=10, reducir el σ c y σ t a 0.8 σ c y 0.8 σ t.	

Ilustración 2.22.-Tabla de Parámetro Factor reductor de esfuerzo

2.3.9.- Clasificación de Barton de los macizos rocosos Índice de calidad Q:

Llevando a la fórmula dada en un comienzo de Q Barton, quedaría en:

$$Q = \frac{RQD}{JN} \times \frac{JR}{JA} \times \frac{JW}{SRF}$$

Ilustración 2.23.-Formula de Q de Barton

TIPO DE ROCA	VALOR DE Q
Excepcionalmente mala.	$10^{-3} – 10^{-2}$
Extremadamente mala.	$10^{-2} – 10^{-1}$
Muy mala.	$10^{-1} – 1$
Mala.	1 – 4
Media.	4 – 10
Buena.	10 – 40
Muy buena.	40 – 100
Extremadamente Buena.	100 – 400
Excepcionalmente Buena.	400 – 1000

Ilustración 2.24.-Tabla de Clasificación de Barton de los macizos rocosos

2.3.10.-Indice ESR

CATEGORIA DE EXCAVACIONES	DESCRIPCION	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3- 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presion), tuneles, galerías y sovavones para grandes excavaciones.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, camaras de equilibrio, tuneles de acceso.	1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E	Estaciones nucleoeléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.80

Ilustración 2.25.-Tabla del Índice ESR

2.3.11.-Clasificación de Q:

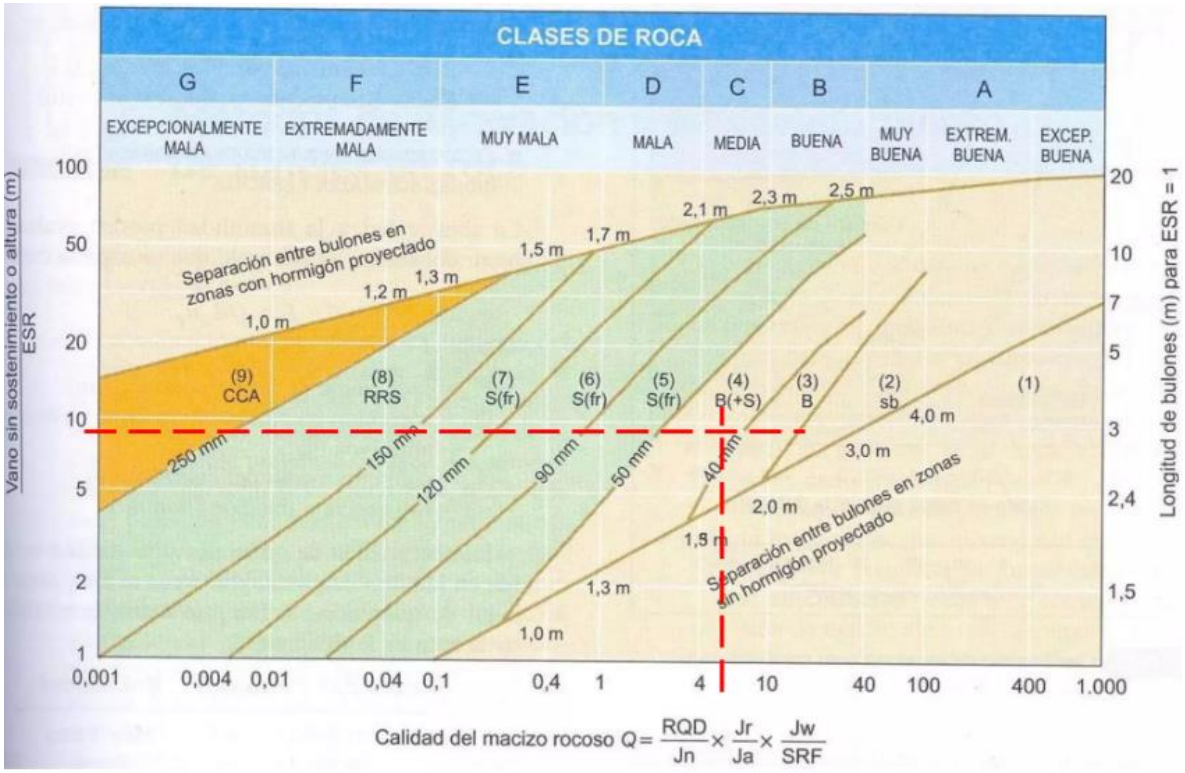


Ilustración 2.26.-Sostenimiento según el índice de Q

|

2.3.12.-Largo de pernos:

Para saber el largo de nuestros pernos.

Teniendo ya el valor de Q (1,25) para poder identificar nuestro macizo rocoso en el grafico nos falta saber la relación de soporte de la excavación (ESR) el cual se puede identificar con las siguientes constantes según la permanencia de la mina.

•Labor permanente: 1,6

•Labor temporal <1 año: 3-5

En este caso considere labores permanentes, para poder determinar nuestro ESR se realiza la siguiente fórmula:

$$ESR = \frac{altura\ de\ la\ excavación}{ESR\ temporal\ o\ permanente}$$

Ilustración 2.27.-Formula del ESR

2.3.13.-Largo del perno del Techo:

$$LPT = 2 + \frac{0.15x\ B}{ESR}$$

Ilustración 2.28.-Formula de largo del perno del techo

2.3.14.-Largo del perno de la caja:

$$LPC = 2 + \frac{0.15xH}{ESR}$$

Ilustración 2.29.-Formula de largo del perno de la caja

|

2.4.1.- Malla electrosoldada:

Determinación de precio: Se necesita multiplicar el valor de la malla por metro cuadrado por la cantidad de metros cuadrados necesarios para utilizar en la fortificación

2.4.- La Fortificación

La fortificación es un método realizado para asegurar el área minera así resguardando la seguridad de los trabajadores, equipos y la zona a trabajar, hay distintas formas de fortificar el área y eso va a depender de la calidad del macizo rocoso, si el macizo rocoso es de buena calidad no es necesario tener un método de fortificación tan drástico, en cambio si el macizo rocoso es de mala calidad se debe fortificar de manera más estricta así evitando cualquier accidente que pueda ocurrir mientras la mina esté en funcionamiento. (Sonami, 2016)

2.4.1.- Fortificación Activa

La fortificación activa es una técnica que se orienta a ayudar al soporte de diferentes esfuerzos del macizo rocoso y al mismo tiempo, a modificar la estructura de la roca para hacerla “auto soportable”. Los métodos que más se utilizan para este tipo de fortificación son el anclaje de rocas (puntuales o repartidas) y la proyección neumática de hormigón (shotcrete). (Sonami, 2016)

|

2.4.2.- Fortificación Pasiva

Este método de fortificación por razones operacionales y de seguridad, no aplica ninguna carga externa al momento de la su instalación y solo trabaja cuando le macizo rocoso experimenta o sufre alguna deformación debido a los esfuerzos que debe soportar. Los métodos más utilizados en este tipo de fortificación son: la enmaderación, los marcos metálicos (rígidos, deslizantes o articulados), el hormigón armado (vigas, marco de concreto), shotcrete y malla. (Sonami, 2016)

2.5.-Tipos de fortificación

2.5.1.- Fortificación con Madera:

Es la fortificación más usada a nivel de pequeña minería, debido a su menor costo y facilidad de manejo y colocación.

Para elegir correctamente la madera a usar, se deben considerar 2 factores fundamentales.

- Las condiciones ambientales en la que se utilizará, que pueden ser desde húmedo hasta seco, influyendo en las variaciones de peso, propiedades mecánicas y durabilidad.

- Las demandas a las que puede estar sometida, que pueden ser del tipo compresión paralela a la fibra, compresión perpendicular a la fibra, o bien pandeo, tracción, flexión y esfuerzo de corte. (Sonami, 2016)

|

2.5.2.- Marcos de Madera:

Los marcos de madera son la forma más representativa de “enmaderación”, los que están compuestos por tres piezas fundamentales llamadas: sombrero o viga, en posición horizontal, que se apoya en dos postes, pie derecho o vertical. Como pieza auxiliar al marco propiamente tal, se tiene la solera que va en el piso de la labor entre los postes. (sernageomin, 2018)

2.6.- Pernos de anclaje:

El uso de pernos de anclaje permite que el macizo rocoso se sostenga por sí mismo, ya que, al integrarse en su entorno, incrementan la resistencia de la roca. Antes de instalar los pernos, es necesario examinar y clasificar el tipo de fracturas presentes y su plano de deslizamiento, lo que puede generar los siguientes efectos:

2.6.1.- Cuña:

En rocas masivas o ligeramente fracturadas, como se muestra en la figura, los pernos deben instalarse de acuerdo con el diagrama proporcionado. (Sonami, 2016)



Ilustración 2.30.-Cuña

|

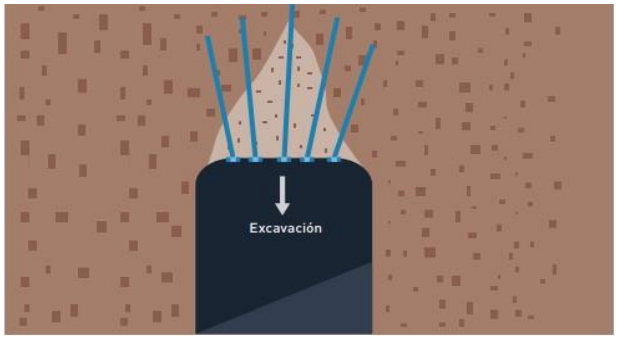


Ilustración 2.31.- Cuña

2.6.2.- Viga:

En rocas estratificadas subhorizontales y en rocas no estratificadas con un sistema de fracturas predominantes en posición subhorizontal, los pernos deben instalarse según el diagrama que se muestra a continuación:

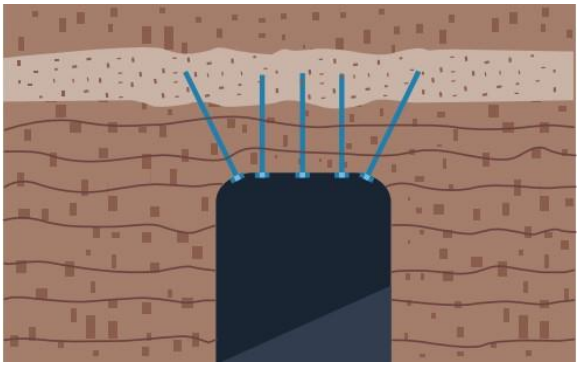


Ilustración 2.32.-Vigas

|

2.6.3.- Columnas:

Esta es una situación habitual en la extracción de vetas estrechas donde la caja inclinada está fracturada (en explotaciones de corte y relleno o en avances de galerías). La estabilización de la caja se consigue mediante la instalación de los pernos según lo indicado en el diagrama siguiente:

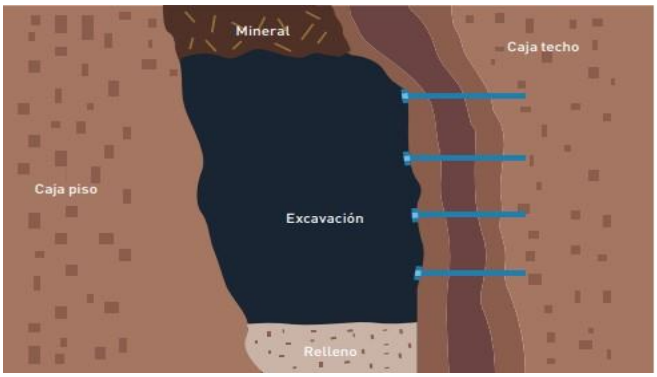


Ilustración 2.33.- Columnas

|

2.6.4.- Tipos de pernos y su elección:

Es fundamental tener en cuenta los siguientes objetivos al seleccionar los pernos que se van a utilizar:

- Tiempo de uso de la labor.

- Grado de humedad y drenaje ácido de roca presente en el macizo rocoso.

- Sección de la labor y longitud del perno.

2.7.- Pernos de Fricción (Split Set):

Este tipo de soporte metálico se clasifica como temporal y opera mediante fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda su longitud. Se fabrican con barras de acero de construcción, y su principal desventaja es su baja durabilidad en áreas húmedas.

|

2.8.- mallas:

Ante la presencia de sectores de alto fracturamiento superficial, el sistema de pernos se debe utilizar con malla tejida en los techos de las galerías para prevenir accidentes por caídas de trozos de rocas que puedan afectar al personal o a los equipos.

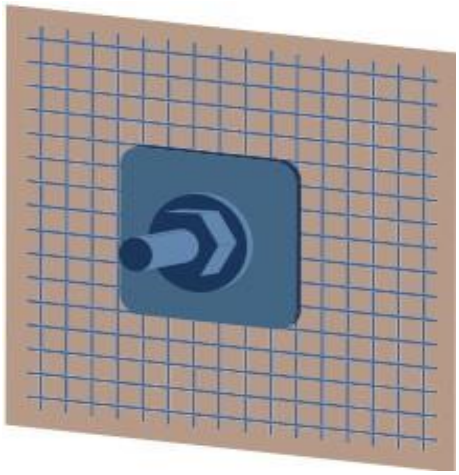


Ilustración 2.34.- Malla

2.9.- Sistema de hormigón proyectado con malla y perno:

En caso de ser necesario para garantizar la permanencia de labores subterráneas, se debe adicionar hormigón proyectado (Shotcrete) al sistema, pernos-malla.

|

2.10.- Acuñadura:

La acuñadura es el proceso utilizado para identificar y controlar la caída de rocas que están parcialmente desprendidas en el techo o las paredes de una labor minera. Su objetivo es garantizar la seguridad de los trabajadores al manejar estos desprendimientos de forma controlada.

La acuñadura es una actividad esencial y permanente en zonas agrietadas, que implica un control constante de los riesgos. El personal debe estar entrenado para situarse correctamente y utilizar las herramientas de manera eficiente. Las galerías que no están fortificadas necesitan ser inspeccionadas de forma regular para verificar su estabilidad y llevar a cabo correcciones de inmediato si se detecta alguna anormalidad. La caída de pequeñas piedras, conocida como goteo o graneo, puede ser una señal de posibles desprendimientos, mientras que el desprendimiento de rocas más grandes en forma de láminas se denomina planchón. (Sonami, 2016)

2.10.1.- Herramientas para acuñar:

Las barretillas deben ser altamente resistentes a impactos y fabricadas con materiales como fierro duro, aluminio o fibra de vidrio. El uso de coligues en la acuñadura de galerías subterráneas está prohibido, así como la sustitución de esta herramienta por otros utensilios, como cucharas de carguío, brocas, picotas, palas o incluso las manos.

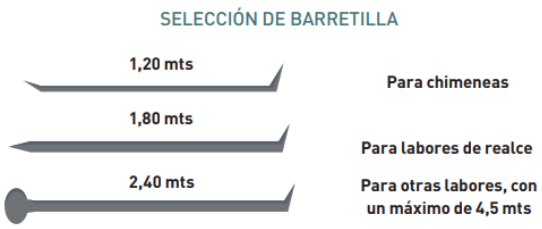


Ilustración 2.35.- Barretillas

|

2.11.- Precios de fortificación Minera:

2.11.1.- Malla electrosoldada:

Determinación de precio: Se necesita multiplicar el valor de la malla por metro cuadrado por la cantidad de metros cuadrados necesarios para utilizar en la fortificación



Ilustración 2.36.-Malla de eslabones de cadena para minería de 150 x 150 mm para soporte subterráneo

Modelo NO.	YHY-126	Técnica de tejido	Tejido liso
Tratamiento de superficies	Galvanizado	Usar	Malla de soporte subterránea
Diámetro del alambre	3-5 mm	Ancho máximo	4000 milímetros
Longitud máxima	30 o 50 metros	Tratamiento	Galvanizado por inmersión en caliente o galvanizado por electrolítico
Característica	Resistencia a la corrosión, flexible	Muestras	Disponible
Paquete de transporte	Palets de madera contrachapada o carga a granel	Especificación	50x50mm, 75x75mm, 100x100mm, 150x150mm
Marca	Por favor	Origen	Anping, Hebei, China
Código HS	7314410000	Capacidad de producción	50000 metros cuadrados por semana

Ilustración 2.37 .-Descripción de la malla de eslabones

|

2.11.2.- Pernos de Refuerzo de acero

Precio: Se necesita multiplicar el valor unitario del perno del perno por la cantidad de pernos a utilizar en la fortificación



Ilustración 2.38.-Pernos de Refuerzo de acero

0

Modelo NO.	38 mm	Estándar	GB, ASTM
Tratamiento de superficies	Galvanizado	Proceso de fabricación	Forja
Material	Acero carbono	Color	Negro, Plata
Capacidad	Fuerte	Resistencia a la tracción	>180 kN
Tamaño	Tamaños personalizados	Diámetro	25 mm, 32 mm, 38 mm
Tipo de cabeza	Redondo	El tiempo de entrega	5-15 días
Producir	400	Muestra	Disponible
Ventaja	Productos de alta calidad	Control de calidad	100%
Tolerancia	+0/-0,2 mm	Espesor	2,75 mm/3 mm/3,5 mm
Paquete de transporte	Bolsas de plástico + cajas de cartón + palets	Marca	LB
Origen	Porcelana	Código HS	7308400100
Capacidad de producción	10000 toneladas/mes		

Ilustración 2.39.-Descripción de Pernos de Refuerzo de acero

|

CAPITULO 3.-METODOLOGIA

3.1.- Tipo de estudio

Este estudio correspondió al tipo mixto ya que lo forma el tipo cuantitativo y cualitativo, esto es así ya que se basó en recopilaciones tomadas en terreno así observando las características del macizo rocoso los cuales fueron sometidos a métodos matemáticos necesarios para denominar y definir parámetros sobre la calidad de este, esta información nos ayuda a determinar que método de fortificación que requiera la mina.

3.2.- Nivel de abordaje

El nivel de abordaje es de tipo descriptivo y explicativo, esto es debido a que en la investigación se describieron las múltiples características que se obtuvieron del rocoso y a la vez se explican las distintas formas de catalogar los datos obtenidos en el lugar para llegar al tipo de fortificación requerido.

3.3.- Análisis de la mina

Para el análisis de la mina Filipina, se utilizaron dos métodos geomecánicos, los cuales son: método de Bieniawski y el índice de Q de Barton. En donde los dos determinan la calidad del macizo rocoso según 6 parámetros y así entregan los métodos de fortificación adecuados.

|

3.4.-Solicitud mina filipina

En la búsqueda de una mina para esta propuesta de fortificación minera, se evaluaron varias opciones de pequeña minería. Sin embargo, al final se contactó a Rubén Alquinta, jefe de mina encargado de las operaciones en la mina Filipina. Se presentó una solicitud formal por correo al jefe de operaciones para obtener los datos y análisis necesarios sobre la mina Filipina.

3.5.-Equipos de protección personal

Cuando se llegó al lugar donde se iba a analizar la roca de la mina se repartieron distintos equipos de protección personal los cuales fueron: zapatos de seguridad, casco, guantes y lentes de seguridad.

3.6.-Herraminetas utilizadas

Para poder determinar las características de la roca se utilizaron diversas herramientas las cuales son: martillo geólogo, brújula Brunton, linterna, lápiz rayador y flexómetro

3.7.-Dimensión de la galería

Ya estando en la mina lo primero que se analizó y determino fue la dimensión que tenía la galería, midiéndola con un flexómetro de forma vertical en el lado derecho, al medio, izquierdo de la entrada y de forma horizontal en lado de abajo, en medio, arriba de la entrada haciendo un promedio de las mediciones tomadas, ya que es una parte importante para utilizar el método de Bieniawski y Q de Barton,

3.8.-Análisis del terreno

Una vez que se ingresó a la labor, se midió el largo la entrada a la mina se determinó que el análisis del macizo se realizará en tramos de 3 metros, para así poder recopilar los datos de una manera más organizada

En cada tramo se observaron los múltiples parámetros que establecen las metodologías aplicadas. Luego se recolectaron los datos que requieren las clasificaciones geomecánica tabla de Bieniawski y Q de Barton.

|

3.9.- Recolección de datos para el método de Bieniawski

3.9.1.- Resistencia a la compresión de la roca intacta

Para determinar la resistencia de la roca intacta de cada tramo, se recogieron muestras aleatorias por cada tramo que se dividió el túnel, las cuales se sometieron a un proceso para poder determinar su dureza, el proceso se llevó a cabo intentando rayar la muestra, primero se intentaría con la uña y este al no ser rayado se debió de utilizar el lápiz rayador sin que dejara marca alguna. Posteriormente, se golpeó la roca con un martillo geológico, y tras más de un golpe, la roca se fracturó, este proceso se repitió todas las veces que se recogía una muestra de cada tramo.



Ilustración 3. 1

(Elaboración Propia)

|

3.9.2.-Rock Quality Designation (R.Q.D)

Este parámetro se consideró de gran importancia, ya que, este nos sirve como primer índice de calidad del macizo rocoso. En este punto se eligió un tramo de la caja ya sea izquierda o derecha y después se midió un metro lineal la cantidad de juntas que corten de manera individual cada uno de los ejes imaginarios X Y Z, del macizo rocoso, una vez ya realizado se ocupa la formula propuesta por Bieniawski

- Discontinuidad (Eje Z)
- Discontinuidad (Eje Y)
- Discontinuidad (Eje X)

Jv= Es la sumatoria de los 3 ejes donde se encontraban las discontinuidades o el N° de discontinuidades por m3:

Para la obtención del RQD se reemplazó Jv en la ecuación

RQD: 115 – 3.3 x (Jv)

Así se obtiene el porcentaje asociado al RQD, el valor se determina usando la siguiente tabla:

RQD (%)	***Calidad de la Roca***
<25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Ilustración 3. 2

3.9.3.-Espaciamiento de discontinuidades

Una vez se identificaron las diaclasas que fueron visualizadas en el macizo rocoso, se tuvo que medir el espacio que tenían paralelamente entre sí, utilizando un flexómetro, este parámetro se realizó en ambas cajas, luego estas medidas fueron analizadas y comparadas en la tabla correspondiente para determinar su rango R.M.R

3.9.4.-Condicion de las discontinuidades

3.9.4.1.- Abertura de las discontinuidades

Al llegar a este parámetro se tuvieron que localizar las aberturas de cada una de las discontinuidades las cuales se fueron medidas con el flexómetro ya que las aberturas eran muy diferentes entre familias según era el avance del túnel mientras más profundidad tenía algunas de las aberturas aumentaban su tamaño. Después de haber recopilado estos datos nuevamente se llevaron una tabla comparativa la cual entrego un puntaje correspondiente que se tuvo que asignar a las aberturas



Ilustración 3. 3

(Elaboración Propia)

|

3.9.4.2.-Continuidad de las discontinuidades

Para poder determinar este parámetro se tuvo que medir con flexómetro, se midió del inicio de la discontinuidad hasta su fin así determinando la longitud que tiene cada uno todo esto se midió en centímetros, luego los datos se llevaron a la tabla para dar su respectivo puntaje.

3.9.4.3.- Rugosidad de las discontinuidades

Para determinar la rugosidad del macizo rocoso se tuvo que observar y analizar en cada tramo donde se encontraban las discontinuidades, para así poder determinar la rugosidad de las discontinuidades. Así podremos analizar el tipo de rugosidad que hay por tramos y con eso se puede determinar su rango R.M.R.

3.9.4.4.-Relleno de las discontinuidades

Este parámetro se realizó en base a la observación y a análisis de las aberturas que están situadas en las discontinuidades, esto depende de si hay o no relleno, se tuvo que determinar la dureza del relleno para calcular este parámetro.

3.9.4.5.-Meteorización o alteración de las discontinuidades

En este punto se tuvo que analizar detenidamente si las discontinuidades de cada tramo para ver si estas habrían sufrido algún tipo de meteorización tanto física, química o biológica, luego de determinar, se analiza en la tabla para darle su respectivo puntaje

|

3.9.5.-Condicion de aguas subterráneas

Para determinar este parámetro se observó la presencia de filtraciones de agua en el macizo, se tuvo que observar, analizar y tocar cada una de las diaclasas de cada uno de los tramos, recopilando cada uno de los datos y asignándoles una clasificación según la información asignada en la tabla correspondiente

3.9.6.-Tabla resumen

La siguiente tabla presenta los cinco parámetros en el terreno necesarios para identificar la calidad del macizo rocoso, junto con las puntuaciones asignadas a cada uno de ellos.

Tabla del RMR			
Parámetros		Descripción	Puntaje
Resistencia a la compresión			
RQD			
Espaciamiento de las discontinuidades			
Estado de las discontinuidades	Abertura		
	Continuidad		
	Rugosidad		
	Relleno		
	Alteración		
Presencia de agua			
RMR		Resultado:	

Tabla 3. 1 Resumen de las Tablas del RMR

(Elaboración Propia)

|

3.9.7.-Calculo para determinar el RMR:

Posteriormente de asignar la puntuación de cada parámetro de la tabla, se suman cada una de las puntuaciones para obtener el resultado del RMR.

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

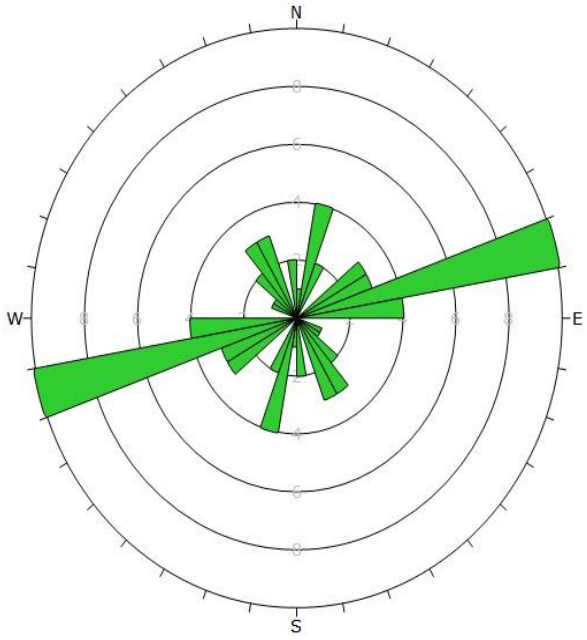
3.9.8.- Orientación de las discontinuidades

Para determinar la orientación de las discontinuidades, fue necesario observar el final de estas, comenzando desde la parte superior y finalizando en la parte inferior. Una vez que fueron analizadas, se procedió a imaginar la dirección en la que el agua correría si se desplazara por ellas. Se utilizó una brújula Brunton para establecer la dirección de inclinación y manteo de las discontinuidades. Posteriormente, se logró determinar su orientación.

|

3.9.8.1.- Cálculo en el software dips

Con el software dips, se pudo interpretar y determinar la orientación de las familias de diaclasas en la labor. Al realizar este análisis, se logró comprender si el azimut y la dirección que sigue la labor son favorables o desfavorables para la calidad del macizo rocoso.



Plot Mode	Rosette
Plot Data	Apparent Strike
Face Normal Trend	0.0
Face Normal Plunge	90.0
Bin Size	10°
Outer Circle	10 planes per arc
Planes Plotted	39
Minimum Angle To Plot	45.0°
Maximum Angle To Plot	90.0°

Ilustración 3. 4.- roseta

(Software Dips)

|

3.9.8.2.- Calculo para determinar la orientación de las estructuras

Una vez utilizado el programa, este mostró la cantidad de familias de discontinuidades, representadas en una roseta con las orientaciones predominantes de las diaclasas, las cuales indicaban la dirección en que estas estaban orientadas. A partir de estos datos, se determinó con la brújula, desde el inicio del túnel hacia el final de este, el azimut para así obtener la orientación general del túnel. Con esta información, se estableció la orientación general del túnel, la cual se introdujo en la roseta el software DIPS, proporcionando el ajuste de orientación por estructura.

3.10.- RMR total de la labor

3.10.1.-Tipo sostenimiento labor

Después de determinar el RMR total es posible evaluar la calidad del macizo rocoso. Esto permite identificar el tipo de sostenimiento necesario para que se está analizando.

3.11.-Recoleccion de datos en terreno para método Q de Barton

3.11.1.-Indice de calidad de la roca

Para iniciar con este parámetro, se observará únicamente los datos obtenidos del RQD del método anterior (Bieniawski), ya que en este caso los valores son iguales para ambos métodos.

3.11.2 Numero de familia de diaclasas

Para analizar este parámetro, se utilizó el software geológico DIPS, una herramienta diseñada para realizar análisis y visualizar información estructural, como datos geológicos de orientación. Con este programa, se pudo identificar las familias de diaclasas y determinar su orientación.

|

3.11.3.- Rugosidad de la superficie de las discontinuidades

Para determinar este parámetro, únicamente se analizó la rugosidad de las discontinuidades utilizadas en el método anterior (Bieniawski). Sin embargo, el puntaje correspondiente fue asignado utilizando la tabla específica

3.11.4.-Coeficiente reductor. Presencia de agua

Para determinar este parámetro, fue necesario realizar una observación detallada del macizo rocoso en la labor, prestando especial atención a las condiciones presentes. Esto permitió identificar si existía alguna evidencia de presencia de agua, como humedad o filtraciones, o si, por el contrario, el macizo se encontraba completamente seco

3.11.5.-Alteración de las diaclasas

En este punto, fue necesario recurrir a un proceso de contacto similar a la acuñadura, pero significativamente menos riesgoso. Este procedimiento consistió en tocar e intentar desprender fragmentos presentes sobre las discontinuidades del macizo rocoso. A través de esta acción, se evaluó la fragilidad de los fragmentos y la facilidad con la que se desprendían del macizo. Los resultados de esta observación permitieron estimar el valor correspondiente de Ja utilizando la tabla de clasificación respectiva.

|

3.11.6.-Factor reductor de esfuerzo

Para este parámetro, fue necesario considerar todos los aspectos observados, analizados y calculados directamente en el terreno. Esto incluyó sintetizar las características clave del macizo rocoso, tales como la profundidad de la excavación, las zonas más débiles identificadas, el nivel de tensión existente entre el macizo y las discontinuidades, la resistencia del material y la presión que este soportaba.

Se tomó en cuenta que estas características podrían variar en diferentes tramos de la labor, aunque en algunos casos podrían ser similares en sectores con cualidades homogéneas. A partir de este análisis, se asignó una letra específica según la tabla de clasificación correspondiente, lo que permitió determinar el puntaje final para el último parámetro del índice Q.

3.12.-Cuadro resumen

En el siguiente cuadro se presentan los 6 parámetros correspondientes de la labor en el método Q de Barton.

Labor		
	Descripción	Puntaje
RQD		
Jn		
Jr		
Jw		
Ja		
SRF		

Tabla 3. 2

(Ela3)

|

3.13.-Calidad del macizo rocoso

Fundamentalmente, se recopilaron todos los datos necesarios para calcular la calidad del macizo rocoso según el índice Q de Barton. A continuación, se procedió a utilizar la fórmula de Q, en la cual se reemplazaron los valores numéricos proporcionados por las tablas de clasificación correspondientes

$$Q = \frac{RQD}{JN} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

Una vez que el resultado haya sido determinado, se pudo conocer la calidad del macizo rocoso de la labor realizada en la siguiente tabla.

Promedio de valor de Q	
Tipos de rocas	Valor de Q

Tabla 3. 3

(Elaboración Propia)

|

3.14.-Para determinar el gráfico de Q Barton

Una vez que se obtuvo el índice Q de Barton, se pudo identificar la calidad del macizo rocoso en el gráfico. Para ello, fue necesario conocer la relación de soporte de la excavación (ESR), la cual permite determinar si la labor analizada será permanente o temporal.

• Labor permanente: 1,6

• Labor temporal < 1 año: 3-5

Luego, se utilizó la fórmula indicada en el gráfico para determinar el eje vertical, el cual se estimó dividiendo la altura del túnel por el valor asignado al ESR. De esta forma, se pudo graficar todos los puntos de los tramos según la intersección de los ejes vertical y horizontal, lo que permitió determinar el tipo de fortificación del túnel según Barton

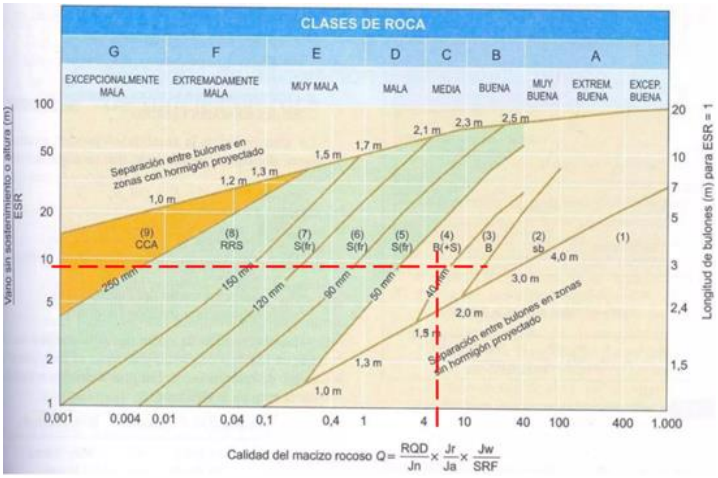


Ilustración 3. 5

(Barchip)

|

3.15 Propuesta de fortificación

Finalmente, para esta propuesta de fortificación, se tomaron en cuenta los resultados de ambos métodos mencionados anteriormente, tanto el Q de Barton como el de Bieniawski. La decisión tomada fue la combinación de ambos métodos. Fue considerado el valor de la instalación de pernos, esto calculando el valor de las unidades de estos mismos.

|

CAPITULO 4.-ANÁLISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS

4.1.-Litología del lugar

En este sector, que corresponde a la mina Filipina, se encuentran diversos tipos de rocas, siendo la roca predominante de tipo volcánica sedimentaria.

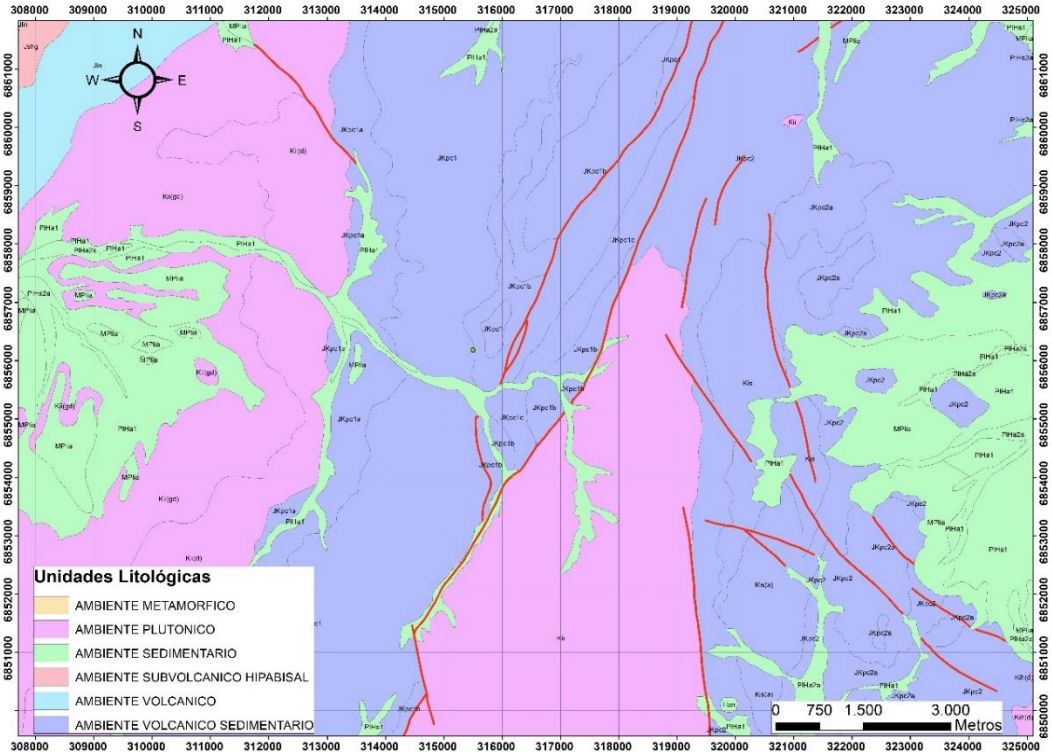


ilustración 4. 1

(Elaboración Propia)

|

4.2.-Dimensiones de la galería principal

En la visita realizada a la mina Filipina, se obtuvo acceso a la información sobre las dimensiones de toda la galería de entrada, así como al estado actual en el que se encuentra.

Sección	Medida
Largo	18.20 M
Ancho	3.68 M
Alto	3.09 M

Tabla 4. 1

(Elaboración Propia)

4.3.-Caracterización de la mineralización

Estimación de recursos con estándar NI 43-101 del año 2013 determinó 9,3 Mt de recursos IOCG con una ley CuEq de 1,4%.
Se estimaron también 5,2 Mt de reservas (activa, s.f.)

|

4.4.-Recolección de datos

Se llevó a cabo la recopilación de datos sobre las discontinuidades en el terreno de la caja derecha y la caja izquierda en el interior de la mina, los cuales fueron registrados en la siguiente tabla:

Caja Derecha					
N° Diaclasa	DI	Manteo	Continuidad	Espaciamiento	Relleno
1	327°	25	1,45 M	0,315 M	No
2	150°	31	1,51 M	0,635 M	No
3	167°	76	1 M	0,22 M	No
4	163°	62	1,47 M		No
5	326°	2	3 M	0,96 M	No
6	310°	27	3,7 M		No
7	160°	52	0,98 M	0,33 M	No
8	159°	42	> 4 M	1,11 M	No
9	326°	45	0,91 M		No
10	348°	21	1,4 M		No
11	350°	12	> 4 M	0,77 M	No
12	343°	43	> 4 M		No
13	159°	51	1,7 M		No
14	142°	0	2,1 M	0,43 M	No
15	130°	1	1,8 M	1,45 M	No
16	116°	5	> 4 M	0,53 M	No
17	118°	6	> 4 M	1,65 M	No
18	320°	7	0,78 M		No
19	6°	30	1,5 M		No
20	348°	11	2,6 M	0,40 M	No
21	359°	47	1 M		No
22	310°	0	1,40 M	0,22 M	No
23	310°	5	1,45 M		No
24	64°	2	0,75 M		No
25	53°	3	0,20 M	1,03 M	No
26	129°	4	0,55 M		No
27	120°	3	1,4 M	0,33 M	No
28	328°	20	0,30 M	1 M	No
29	350°	22	1,30 M		No
30	56°	9	0,67 M	0,87 M	No
31	53°	32	0,5 M		No
32	343°	47	1,5 M	1,5 M	No

|

33	310°	19	> 4 M		No
34	40°	60	2 M		No
35	130°	33	> 4 M	0,46 M	Relleno Blando
36	167°	30	> 4 M		Relleno Blando
37	23°	65	> 4 M	0,66 M	Relleno Blando
38	349°	52	> 4 M		Relleno Duro
39	50°	84	0,55 M	1,8 M	Relleno Duro
40	63°	77	0,7 M		Relleno Blando
41	355°	4	> 4 M		Relleno Duro
42	50°	86	0,6 M		Relleno Duro
43	160°	64	1,2 M	0,30 M	Relleno Duro
44	162°	26	1,14 M	0,50 M	Relleno Duro
45	192°	26	> 4 M		Relleno Duro
46	359°	47	> 4 M	0,15 M	Relleno Duro
47	357°	36	> 4 M		No
48	260°	77	2,2 M	0,32 M	Relleno Duro
49	245°	64	> 4 M	0,13 M	Relleno Duro
50	37°	63	1,82 M		Relleno Duro
51	95°	23	> 4 M	0,04 M	Relleno Duro
52	93°	4	> 4 M	0,08 M	Relleno Duro
53	84°	5	> 4 M		Relleno Duro
54	340°	66	> 4 M	0,5 M	Relleno Duro
55	340°	70	> 4 M	0,6 M	Relleno Duro
56	320°	90	> 4 M		Relleno Duro

|

57	173°	77	3 M	0,6 M	Relleno Duro
58	330°	90	2,5 M		No

Tabla 4. 2

(Elaboración Propia)

|

Caja Izquierda					
Diaclasas	DI	Manteo	Continuidad	Espaciamiento	Relleno
1	110°	40	1,88 M	0,90 M	No
2	265°	45	1,66 M	0,43 M	No
3	285°	59	> 4 M		No
4	330°	34	> 4 M		Relleno Duro
5	81°	20	2,2 M		No
6	245°	62	> 4 M		Relleno Duro
7	55°	20	1,1 M	0,16 M	No
8	157°	10	0,6 M		No
9	290°	83	> 4 M	0,55 M	Relleno Duro
10	270°	87	> 4 M	0,84 M	No
11	168°	74	> 4 M	0,24 M	No
12	169°	53	0,8 M		No
13	25°	15	2,2 M	0,30 M	No
14	7°	5	1,64 M	0,19 M	No
15	355°	5	0,56 M		Relleno Duro
16	289°	84	2 M		No
17	170°	75	> 4 M	1,45 M	No
18	117°	85	> 4 M	0,78 M	No
19	226°	84	> 4 M	0,55 M	No
20	286°	73	> 4 M		No
21	30°	5	0,9 M	1,05 M	No
22	230°	35	1,8 M	1,02 M	No
23	343°	7	0,5 M		No
24	10°	27	0,6 M		No
25	315°	13	> 4 M	0,40 M	No
26	316°	16	> 4 M		No
27	347°	20	> 4 M	0,27 M	No
28	334°	30	> 4 M		No
29	337°	6	2 M	0,32 M	No
30	332°	7	1,4 M		No
31	350°	34	0,9 M	0,30 M	Relleno Duro
32	20°	9	> 4 M		No
33	47°	30	1.8 M	0,7 M	No
34	330°	10	1,3 M	0,8 M	No
35	15°	10	1,67 M	0,2 M	Relleno Duro

|

36	347°	3	0,5 M		No
37	105°	55	1,5 M	0,83 M	No
38	344°	2	0,9 M		No
39	280°	35	0,46 M		No
40	230°	63	0,95 M		No
41	140°	60	0,6 M		No
42	78°	15	0,6 M	1 M	No
43	320°	15	2,2 M		No
44	330°	66	> 4 M		No

Tabla 4. 3

(Elaboración Propia)

|

4.5.-Análisis geomecánico por tramo en la mina

Para analizar el interior de la mina Filipina, se recopilaron los datos necesarios según los parámetros del método geomecánico de Bieniawski, los cuales son seis en total. Sin embargo, inicialmente se determinaron solo los primeros cinco parámetros, los cuales permitieron definir el valor RMR insitu de cada sección de la galería.

4.6.-Tramos de la labor

4.6.1.-Resistencia a la compresión

En este parámetro, se seleccionó una roca que se consideró como muestra, a la cual se intentó rayar con la uña, pero no sufrió ningún daño. Debido a esto, se utilizó un lápiz rallador geológico para rayarla, sin que dejara marca alguna. Posteriormente, se golpeó la roca con un martillo geológico, y tras varios golpes, la roca se fracturó, lo que indicó que su resistencia a la compresión se encuentra entre 50 y 100 (MPa)

4.6.2.-RQD

Al inicio del tramo, se midió 1 m^3, en el que se encontraron 7 discontinuidades que se interceptan en un eje imaginario.

Discontinuidades (Eje Z) = 2

Discontinuidades (Eje X) = 2

Discontinuidades (Eje Y) = 3

Jv = 7

$$RQD = 115 - 3(JV)$$

$$RQD = 115 - 3(7) = 91{,}9$$

|

4.6.3.-Espaciamiento de las discontinuidades

Se observó que el espaciamiento de las discontinuidades identificadas se encuentra en un rango de 600 a 2000 mm.

4.6.4.-Estado discontinuidades

- Abertura:

Las aberturas de las discontinuidades se encuentran en un rango de 1 – 5 mm

- Continuidad:

El promedio de la continuidad de las discontinuidades fue de 1 – 3 metros de longitud

- Rugosidad:

A lo largo del túnel, se observó que la mayoría de las discontinuidades presentaban superficies ligeramente rugosas.

- Relleno

El relleno de las discontinuidades ubicadas en el túnel es blando, con un grosor inferior a 5 mm.

- Alteración:

Se observó que en el túnel, la roca de las paredes estaba moderadamente meteorizada.

|

4.6.5.-Precencia de agua

Se observó que a lo largo del túnel no se detectó la presencia de agua, ni en las discontinuidades ni aflorando en la superficie del túnel.

4.6.6.-Cuadro de resumen

Tabla del RMR				
	Parámetros		Descripción	Puntaje
1	Resistencia a la compresión		50 - 100 (Mpa)	7
2	RQD		90 - 100%	20
3	Espaciamiento de las discontinuidades		600 - 2000 mm	15
4	Estado de las discontinuidades	Abertura	1 - 5 mm	4
		Continuidad	1 - 3 M	1
		Rugosidad	Ligeramente rugoso	3
		Relleno	Blando > 5 mm	0
		Alteración	Moderadamente meteorizado	3
5	Presencia de agua		Completamente seco	15
	RMR		Resultado:	68

Tabla 4. 4

(Elaboración Propia)

|

4.7.-Calculo en el software Dips

Posteriormente al registro de la dirección de inclinación y los manteos de las discontinuidades en sus respectivas tablas de túnel, estas tablas fueron analizadas mediante el software Dips, el cual entregó el siguiente resultado: se identifican tres familias predominantes primarias, mientras que las demás fueron clasificadas como secundarias. Este resultado se obtuvo a través del análisis de la dirección de inclinación de las diaclasas y su manteo.

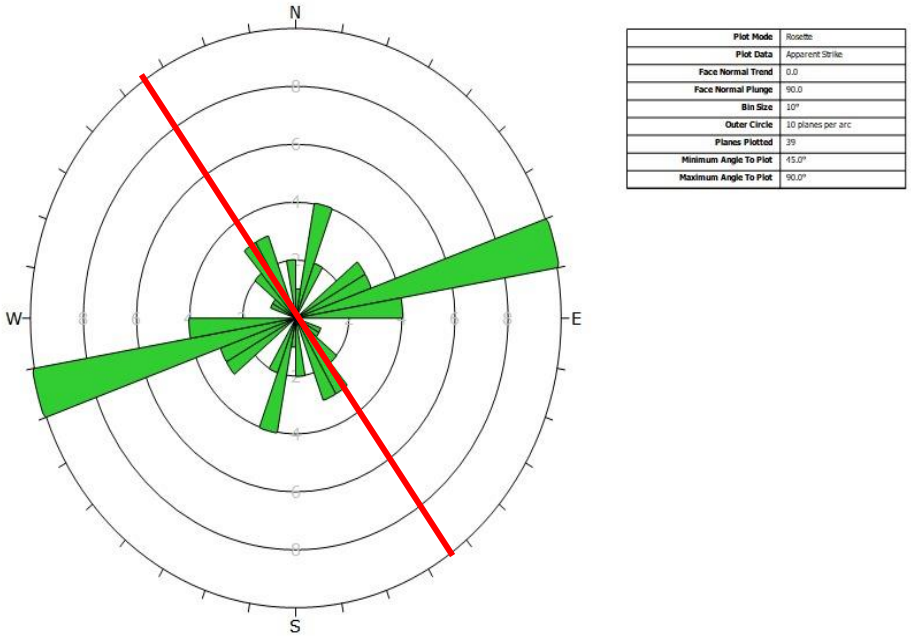


ilustración 4. 2

(Elaboración Propia)

4.8.-Calculo de orientación de las estructuras

Según los datos recolectados en terreno, la dirección de azimut del túnel es de 145°. Esta dirección fue representada en el diagrama de rosetas previamente mostrado, el cual identifica todas las familias de diaclasas presentes en la labor. Posteriormente, se analizó la orientación del túnel con respecto a la familia de diaclasas más predominante, la cual resulta ser perpendicular al túnel. Una vez determinado este patrón, se procedió a establecer el ajuste de orientación de las estructuras de la labor.

|

Orientación de las estructuras	
Aplicación	Favorable
Minería subterránea	2

Tabla 4. 5

(Elaboración Propia)

Este resultado de la orientación de las estructuras se resta con el anterior resultado de la tabla del RMR

$$RMR = 68 - 2 = 66$$

4.9.-Tipo de sostenimiento referencial

Descripción	R.M.R	Clase	Tipo de sostenimiento referencial
Bueno	61 - 80	I I	Pernos puntuales en el sistema estructuras afectados por el diseño minero largo estimado del perno L= 1.4 (0.18*W): W = Ancho de labor en metros.

Tabla 4. 6

(Elaboración Propia)

4.10.-Metodo geomecánico de Barton

Para el índice geomecánico Q de Barton, se debieron recolectar los datos correspondientes a los parámetros requeridos por el método mencionado. En este caso, son seis parámetros, los cuales son similares a los calculados previamente mediante el método de Bieniawski. A continuación, se muestran los resultados de los seis parámetros requeridos por el Q de Barton, el cual determina la calidad y el tipo de fortificación necesaria para el macizo rocoso

|

4.11.-Parametros de la labor

Labor		
	Descripción	Puntaje
RQD	90 - 100%	91,9
Jn	Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Jr	Rugosa irregular, plana	1,5
Jw	Excavaciones secas o de influencia poco importante	1
Ja	Juntas selladas, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en las paredes	1
SRF	Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla. (Profundidad < 50 m)	5

Tabla 4. 7

(Elaboración Propia)

Al aplicar los datos de la tabla en la fórmula del Q de Barton, se obtiene el siguiente resultado:

$$Q = \frac{91,9}{12} \times \frac{1,5}{1} \times \frac{1}{5} = 2,2975$$

4.11.1.-Calidad del macizo rocoso

Labor	
Tipos de rocas	Valor de Q
Malo	1 - 4

Tabla 4. 8

(Elaboración Propia)

|

4.12.-Determinar calidad del macizo rocoso y soporte de roca en el grafico

Una vez determinado el valor de Q del túnel, se procedió a registrar y analizar todos los datos correspondientes al gráfico de Q de Barton.

Como se puede apreciar, se requiere el valor del eje vertical del túnel, el cual se obtiene mediante su fórmula, que indica que se debe dividir la altura de la galería entre el ESR de la entrada del túnel, el cual en este caso es 1.6, debido a que es permanente.

Una vez obtenido este valor, se procedió a reemplazarlo en la fórmula, lo que resultó de la siguiente manera."

$$ESR = \frac{3{,}09}{1{,}6} = 1{,}93$$

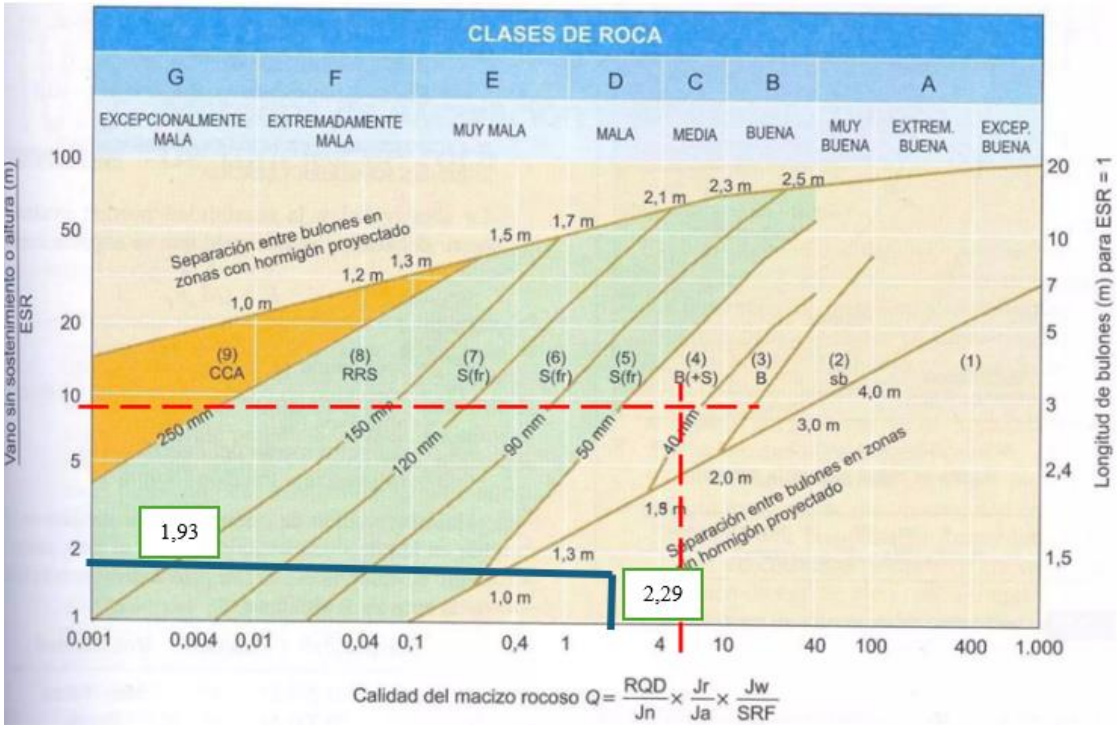


ilustración 4. 3

|

Después de determinar el valor de la fórmula correspondiente al eje vertical, se procedió a ubicar el punto en el gráfico del túnel. Los valores del eje horizontal representaron los índices de Q obtenidos según el método de Barton para el túnel. Este proceso permitió determinar el índice de calidad del macizo rocoso y los requisitos de fortificación para la roca.

El resultado de todos los valores señalados ubica el macizo rocoso en la zona D del gráfico, lo que indica que la calidad del macizo es mala y que se requiere el uso de pernos y Shotcrete con pernos a 1 m. Además, se observó que el túnel se encuentra dentro de la categoría 1, lo que establece que la galería puede no requerir soporte o fortificación. Al final, la ubicación de esos dos puntos llegó a una zona sin fortificación; como máximo, se utilizarían pernos.

|

4.13.-Calculo para determinar los parámetros de los pernos

4.13.1.- Largo de pernos del techo:

Para calcular el largo de los pernos de techo, se utilizó el ancho de la entrada de la mina, el ESR previamente calculado y las constantes correspondientes al cálculo, obteniendo el siguiente resultado:

$$2 + \frac{0{,}15 \times 3{,}68}{1{,}93} = 2{,}28$$

4.13.2.- Largo de pernos de la caja:

Para calcular el largo de los pernos de techo, se utilizó el alto de la entrada de la mina, el ESR previamente calculado y las constantes correspondientes al cálculo, obteniendo el siguiente resultado:

$$2 + \frac{0{,}15 \times 3{,}09}{1{,}93} = 2{,}24$$

4.14.3.- Calculo para la cantidad de pernos

Para calcular la cantidad de pernos, se utilizó un espaciamiento de 1 metro entre ellos en la entrada de la galería, lo que dio un total de 8 pernos. Estos pernos se multiplicaron por los 18 metros de largo de la galería, obteniendo el siguiente resultado:

$$Pernos = 8 \times 18 = 144$$

|

4.14.4.-Calculo para el valor pernos

Para determinar el valor de los pernos, se tuvo que calcular cuántas unidades de pernos se utilizarían, obteniendo como resultado 144 pernos. La distribuidora de los pernos, Prodalam, vende cada perno a 7.990 CLP la unidad, lo que da como resultado la siguiente operación:

$$Pernos\ CLP\ =\ 144 \times 7.990 = 1.150.560\ CLP$$

4.14.5.-Calculo para el valor de las planchuelas

Para determinar el valor de las planchuelas, se tuvo que calcular las unidades de planchuelas que se utilizarían, lo que dio como resultado que se necesitarían 144 planchuelas. La distribuidora de las planchuelas, Prodalam, vende cada planchuela a 7.790 CLP la unidad, lo que dio como resultado la siguiente ecuación:

$$Planchuelas\ CLP\ = 144 \times 7.790 = 1.121.760\ CLP$$

4.14.6.-Calculo para el volumen de los pernos

Para determinar el volumen de los pernos, se utilizó el radio de los pernos, que era de 1,1 centímetros al cuadrado, el largo de los pernos, que era de 240 centímetros, y se utilizó el número pi, multiplicando cada uno de esos datos entre sí, lo que dio como resultado la siguiente ecuación:

$$Volumen\ pernos = 1{,}1^2 \times 240 \times 3{,}1416 = 912{,}32\ cm^2$$

|

4.16.7.-Calculo para el volumen de pozos

Para determinar el volumen de los pozos, se utilizó el radio de los pozos, que era de 1,5 centímetros al cuadrado, el largo de los pozos que era de 250 centímetros, y se utilizó el número pi, multiplicando cada uno de esos datos entre sí, lo que dio como resultado la siguiente ecuación:

$$Volumen\ pozos = 1{,}5^2 \times 250 \times 3{,}1416 = 1.767{,}15\ cm^2$$

4.16.8.-Calculo para el volumen de resina

Para determinar el volumen de la resina, se tuvo que restar el volumen de los pozos con el volumen de los pernos, lo que resultó en la siguiente ecuación:

$$Volumen\ resina = 1.767{,}15 - 912{,}32 = 854{,}83\ cm^2$$

4.16.9.-Calculo para la cantidad de tarros resina

Para determinar la cantidad de resina, se calculó el volumen de la resina, obteniendo 854,83 cm². Este resultado se multiplicó por la cantidad de pernos, que fueron 144 unidades, y el resultado se dividió por el volumen del tarro de resina, que es 1.000 cm², obteniendo la siguiente ecuación:

$$Resina = \frac{854{,}83 \times 144}{1.000} = 123{,}09 \equiv 124$$

|

4.16.9.-Calculo para el valor de la resina

Para determina el valor de la resina se tuvo que calcular la cantidad de resina que dio como resultado 124, la cantidad de resina se dividirá por 6 que es la cantidad que tiene el pack de resina en la distribuidora Prodalam y el resultado se multiplicara por el precio del pack de resina que es 159.990 CLP lo que dio como resultado la siguiente ecuación:

$$Resina = 124 \div 6 = 20{,}66 = 21$$

$$Resina\ CLP = 21 \times 159.990 = 3.359.790\ CLP$$

4.16.10.-Calculo para determinar el valor de la fortificación

Para determinar el valor total de la fortificación, se debe sumar el valor de los pernos, planchuelas y resina, obteniendo la siguiente ecuación:

$$Fortificación\ CLP = 1.150.560 + 1.121.760 + 3.359.790 = 5.632.110\ CLP$$

.

|

Capítulo 5.-Conclusión

Una vez con la investigación ya finalizada, se cumplió que los objetivos planteados al inicio del trabajo mediante el método de Bieniawski y Q de Barton. Posteriormente al ocupar el índice de Q de Barton y determinar todos los parámetros correspondientes para luego analizarlos en el gráfico se estimó que la calidad del macizo rocoso según el índice es mala a lo largo de la labor, sin embargo, como resultado del índice se estimó que no requiere el uso de fortificación en la zona, Anteriormente mencionado al ocupar el índice de Bieniawski y determinar todos los parámetros correspondientes para luego analizarlos en las tablas se estimó que el RMR era bueno de clase dos, se tiene que ocupar pernos puntuales en el sistema de estructura afectado. Una vez ya investigado el interior del túnel se determinó que los materiales a ocupar para llevar a cabo la fortificación serian 144 pernos que son del tipo helicoidal. Por las condiciones de la mina solo hacen falta la instalación de pernos, esto es debido a que la estabilidad de la roca es medianamente buena y no necesita algún tipo de refuerzo en la entrada, con su respectiva acuñadura sería más que suficiente. Ya determinada la cantidad de pernos que se llegara a utilizar, la cantidad planchuelas y la cantidad de resina se estimó un gasto de 5.632.110 CLP. Es una cantidad de dinero razonable a gastar, considerando que se gastaría para poder trabajar y resguardar la seguridad de los trabajadores, también considerando la calidad del mineral que se encuentra en la zona de esta manera la propuesta de fortificación, se puede concluir que la mina Filipina requiere una fortificación en la labor de manera obligatoria, aunque la calidad del macizo rocoso sea buena, eso no quita que en algún momento pueda llegar a sucumbir, es por eso que, al instalar los pernos ayudará a los trabajadores de la zona debido a que estarán más seguros dentro de la mina.

|

Bibliografía

(s.f.). Obtenido de https://geotecniafacil.com

(s.f.). Obtenido de https://rsn.ucr.ac.cr/, 2019

(s.f.). Obtenido de https://www7.uc.cl/sw_educ/geografia/geomorfologia/html/1_3.html#:~:text=La%20meteorizaci%C3%B3n%20corresponde%20a%20la,la%20presi%C3%B3n%20y%20la%20humedad.

activa, m. (s.f.). Obtenido de https://www.mineriactiva.com/?page_id=118313#:~:text=Filipina,CMP%20y%20Astilla%20de%20AMSA

belandria, n. (s.f.). Obtenido de http://webdelprofesor.ula.ve/ingenieria/nbelandria/materias/geotecnia/Macizos_rocosos#:~:text=Abertura%20con%20relleno.-,5.,las%20paredes%20de%20la%20discontinuidad.

cedrún, a. g. (s.f.). Obtenido de https://ocw.unican.es/pluginfile.php/2899/course/section/2824/6.4.%20Medida%20de%20Discontinuidades_Revisado_OCW.pdf

https://rsn.ucr.ac.cr/. (2019).

s.a.c, b. (2021). Obtenido de https://boretek.pe/geotecnia-y-geomecanica/espaciado-de-discontinuidades/#:~:text=El%20espaciamiento%20es%20la%20distancia,los%20bloques%20ser%C3%A1n%20m%C3%A1s%20grandes.

valdivielso, a. (s.f.). Obtenido de https://www.iagua.es/respuestas/que-son-aguas-subterraneas

vallejo, m. f. (2007). Obtenido de https://digibuo.uniovi.es/dspace/bitstream/handle/10651/62365/2007Caracterizaci%C3%B3nMacizosRocosos.pdf?sequence=1#:~:text=Macizo%20rocoso%3A%20conjunto%20de%20matriz,su%20comportamiento%20geomec%C3%A1nico%20e%20hidr%C3%A1