



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Propuesta de mejora en la fortificación minera del nivel L en
la concesión minera Tres Reyes, Zaruma - El Oro”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autor:

FERNANDO JAVIER FEIJOO MORA

Director:

ERNESTO PATRICIO FEIJOO CALLE

CUENCA, ECUADOR

2023

DEDICATORIA

El presente trabajo de graduación va dedicado a mi familia, sobre todo a mis padres Fernando y Blanca por ser siempre el soporte de las riendas de mi vida, porque todo lo he logrado con su ayuda y esfuerzo, gracias a ellos por siempre confiar en mí, creer en mí y en mis expectativas. Ellos con todo su sacrificio han aportado en la culminación de mis estudios universitarios.

A mis hermanos Jairo y Danny que siempre me apoyaron durante mis estudios e hicieron que nunca desistiera de mis sueños; realmente sin ellos no hubiera logrado nada de las metas que me he planteado.

A mi tía Ellin y sus hijos, por hacerme sentir como parte de su familia, y por todas las palabras de aliento para no decaer y siempre ir con paso firme.

Finalmente quiero dedicar este trabajo a todos mis amigos, por siempre apoyarme y por extenderme su mano en momentos difíciles.

AGRADECIMIENTOS

Quiero expresar mi gratitud a Dios, por haberme permitido culminar una de mis metas, ya que tengo la certeza de que siempre va a estar conmigo.

A mis padres Fernando y Blanca por ser mi pilar fundamental y nunca dejar que me rinda ante las adversidades.

Mi profundo agradecimiento a la Universidad del Azuay, a mis profesores Ing. Leonardo Núñez y Eduardo Luna, por haberme brindado todas sus enseñanzas para mi aprendizaje, importante para el día de hoy convertirme en ingeniero y poder desarrollarme en el ámbito profesional.

Finalmente quiero expresar mi más grande y sincero agradecimiento al Ing. Patricio Feijoo, principal colaborador durante todo este proceso, quien con su dirección, enseñanza y colaboración permitió el desarrollo de este trabajo, así mismo quiero darle las gracias por brindarme su apoyo y conocimiento durante mi vida universitaria.

Gracias de todo corazón a todos a cada uno de ustedes por hacer que esto se haga posible.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE ANEXOS	xi
RESUMEN	xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1	3
MARCO TEÓRICO	3
1.1. Caída de roca	3
1.1.1. Factores naturales que generan una caída de rocas	3
1.1.2. Causa de los accidentes por caída de rocas	4
1.1.3. Medidas preventivas generales para evitar la caída de rocas	5
1.2. Acuñaadura	5
1.2.1. Causas específicas de los accidentes	6
1.3. Qué es la fortificación	7
1.4. Por qué se debe fortificar.....	8
1.5. Fortificación	8
1.6. Clasificación de la fortificación.....	8
1.6.1. Fortificación activa o reforzamiento	8
1.6.2. Fortificación pasiva.....	9
1.6.3. Fortificación combinada.....	9
1.7. Fortificación con madera.....	10
1.7.1. Factores fundamentales.....	11
1.7.2. Ventajas y desventajas de la fortificación con madera	11
1.7.3. Marcos de madera	11

1.7.4.	Requisitos para que el sistema sea realizado de forma correcta	12
1.7.5.	Elementos auxiliares de fortificación con marcos de madera.....	14
1.7.6.	Caracterización de la madera	15
1.7.7.	Maderas utilizadas en la fortificación en minería subterránea.....	15
1.7.8.	Calidad requerida de la madera.....	15
1.7.9.	Anomalías que tienen efecto en las propiedades físicas de la madera.....	15
1.7.10.	Tiempo de vida de la madera.....	16
1.8.	Fortificación con marcos metálicos.....	17
1.8.1.	Ventajas y desventajas de la fortificación con marcos metálicos	18
1.8.2.	Tipos de marco de acero	18
1.9.	Fortificación con mallas de acero.....	19
1.9.1.	Malla soldada	20
1.9.2.	Malla trenzada.....	20
1.10.	Fortificación con shotcrete.....	21
1.10.1.	Materiales de elaboración de la mezcla.....	21
1.10.2.	Función del shotcrete.....	23
1.11.	Fortificación con pernos	23
1.11.1.	Ventajas de la fortificación con pernos	24
1.11.2.	Tipos de pernos de fortificación	24
1.12.	Fortificación con cables	26
1.12.1.	Ventajas y desventajas de los cables de acero.....	26
1.12.2.	Alternativas para poder inyectar la lechada a los pernos cables	27
CAPÍTULO 2	28
DESCRIPCIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO	28
2.1.	Ubicación de la mina.....	28
2.2.	Tipo de minería	29
2.3.	Acceso y coordenadas de la concesión minera “Tres Reyes”	29
2.4.	Descripción del área a fortificar	31
2.5.	Geología regional	31
2.5.1.	Rocas metamórficas	32
2.5.2.	Volcánicos Saraguro (E-Ms).....	33

2.5.3. Unidad Portovelo (Oligoceno-Mioceno inferior).....	33
2.6. Geología local.....	34
2.7. Topografía del lugar	35
2.8. Clasificación geomecánica de las rocas	36
2.9. Caracterización de la calidad de la roca según clasificaciones geomecánicas .	37
2.9.1. Sistema RMR (Rock Mass Rating).....	38
2.9.1.1. Resistencia a la compresión simple (RCS).	39
2.9.1.2. RQD (Rock Quality Designation).....	42
2.9.1.3. Espaciado entre discontinuidades o juntas	44
2.9.1.4. Estado de las juntas	46
2.9.1.5. Condiciones hidrológicas	47
2.9.1.6. Orientación de las discontinuidades.....	47
2.9.2. Índice de calidad Q.....	53
2.10. Selección del sistema de fortificación según RMR	59
CAPÍTULO 3	62
EXPERIMENTACIÓN	62
3.1. Cálculo del área a fortificar	62
3.1.1. Análisis de datos y caracterización del macizo rocoso	62
3.1.2. Espaciamiento de las discontinuidades	64
3.1.3. Condiciones de las discontinuidades.....	66
3.1.4. Parámetros de clasificación y puntajes correspondientes	66
3.1.5. Determinación de RMR	68
3.1.6. Determinación de tipo de soporte requerido	68
CAPÍTULO 4	69
ANÁLISIS DE RESULTADOS	69
4.1. Diagrama del túnel	69
4.2. Tipo de fortificación a implementar en el túnel	69
4.3. Diseño de la fortificación.....	70
4.4. Costo de fortificación.....	71
4.5. Beneficios del método de fortificación	73

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	74
Conclusiones	74
Recomendaciones.....	76
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	77
ANEXOS	79

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Fuerzas de flexión y pandeo	10
Figura 1.2 Marcos correcto	12
Figura 1.3 Grietas en las vigas.....	13
Figura 1.4 Inclinación de los postes en galerías inclinadas	14
Figura 1.5 Fortificación con marcos de acero.....	17
Figura 1.6 Fortificación con mallas de acero.....	19
Figura 1.7 Fortificación por shotcrete.....	21
Figura 1.8 Colocación de pernos en cuña	23
Figura 1.9 Cables de acero.....	26
Figura 2.1 Mapa político de la provincia de El Oro.....	28
Figura 2.2 Ubicación de la concesión Tres Reyes	30
Figura 2.3 Mapa de subdivisiones metal tectónicas del distrito Azuay	32
Figura 2.4 Mapa de geología local de la zona de Zaruma y Portovelo.....	35
Figura 2.5 Mapa topográfico de Zaruma	36
Figura 2.6 Curva de Determinación del puntaje por RCS	42
Figura 2.7 Curva de Determinación del puntaje del RQD.....	44
Figura 2.8 Variación de la resistencia del macizo rocoso en función del espaciado de las juntas y de la RCS.....	45
Figura 4.1 Vista frontal del túnel nivel L.....	69
Figura 4.2 Axonometría del diseño de fortificación.....	71

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Datos de la concesión minera.....	29
Tabla 2.2 Coordenadas de la concesión “Tres Reyes”	30
Tabla 2.3 Valoración del aspecto del RMR a través de los años.	39
Tabla 2.4 Estimación de las resistencias medias de ciertas rocas según Bieniawski.....	40
Tabla 2.5 Clasificación de Deere (1967) del espaciado de las juntas.	45
Tabla 2.6 Condición de las discontinuidades	46
Tabla 2.7 Orientaciones relativas entre las juntas y el eje de cavidad	49
Tabla 2.8 Parámetros de clasificación de Bieniawski y sus valores	50
Tabla 2.9 Corrección por orientación de fracturas o fallas.	51
Tabla 2.10 Clasificación geomecánica CSIR.....	51
Tabla 2.11 Ábaco de determinación del factor de seguridad.	52
Tabla 2.12 Ábaco de determinación del tiempo de auto sostenimiento.....	53
Tabla 2.13 Valoración del RQD.....	54
Tabla 2.14 Número de familias de juntas J_n	54
Tabla 2.15 Índice de rugosidad J_r	55
Tabla 2.16 Meteorización de las juntas.....	56
Tabla 2.17 Presencia de agua en las juntas.	57
Tabla 2.18 Tensiones en la excavación SRF.....	58
Tabla 3.1 Resultados de las muestras sometidas a compresión simple.....	63
Tabla 3.2 Valores del RQD de Deere.....	64
Tabla 3.3 Espaciamiento entre discontinuidades	65
Tabla 3.4 Parámetros de clasificación.....	59
Tabla 3.5 Determinación de RMR	68
Tabla 3.6 Determinación del tipo de soporte	68

Tabla 4.1 Análisis económico por cada 3 metros de avance..... 72

Tabla 4.2 Planificación económica para la fortificación del tramo del túnel..... 72

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1 Nivel L de concesión minera “TRES REYES”	79
Anexo 2 Tramo del túnel estudiado	79
Anexo 3 Fortificación por mejorar	80
Anexo 4 Equipos para prueba de laboratorio.....	80
Anexo 5 Muestra N.º 1.....	81
Anexo 6 Muestra N.º 2.....	82
Anexo 7 Muestra N.º 3.....	82
Anexo 8 Muestra N.º 4.....	83
Anexo 9 Muestra N.º 5.....	84
Anexo 10 Muestra N.º 6.....	84
Anexo 11 Muestra N.º 7.....	85
Anexo 12 Muestra N.º 8.....	86
Anexo 13 Muestras preparadas para someter a ensayo de RCS	86

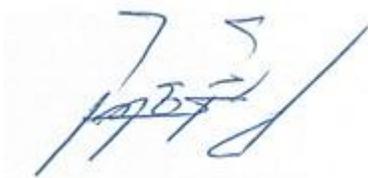
**PROPUESTA DE MEJORA EN LA FORTIFICACIÓN MINERA DEL NIVEL L
EN LA CONCESIÓN MINERA TRES REYES, ZARUMA - EL ORO**

RESUMEN

El presente trabajo consistió en el análisis, evaluación y mejoramiento del sistema de fortificación empleado en las labores mineras subterráneas del Nivel “L” de la concesión “TRES REYES”, ubicada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro. El trabajo incluyó pruebas de laboratorio y análisis obtenidos en campo, todo esto para determinar las características geomecánicas del material y del macizo rocoso.

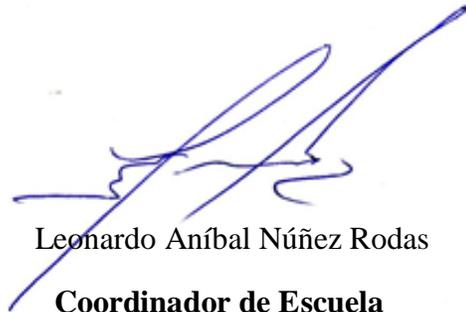
La metodología de campo y laboratorio se centró en un tramo específico de las labores mineras subterráneas, con el objetivo de caracterizar dicha sección y establecer una sistemática para conocimiento y aplicación del personal que labora dentro de la mina. Los resultados indican que el trabajo fue desarrollado con normalidad y se estableció la nueva propuesta de fortificación para la galería estudiada.

Palabras clave: Macizo rocoso, Resistencia a la Compresión Simple, caracterización geomecánica, fortificación, galería.



Ernesto Patricio Feijoo Calle

Director del Trabajo de Titulación



Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinador de Escuela



Fernando Javier Feijoo Mora
Autor

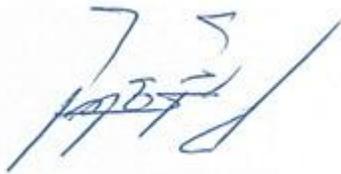
**“IMPROVEMENT PROPOSAL IN THE MINING FORTIFICATION OF
LEVEL L IN THE TRES REYES MINING CONCESSION, ZARUMA - EL
ORO”**

ABSTRACT

The present work consisted of the analysis, evaluation and improvement of the fortification system used in the underground mining works of Level "L" of the "TRES REYES" concession, localized in the Zaruma, El Oro province. The work included tests of laboratory and analysis obtained in the field, all this to determine the geomechanical characteristics of the material and the rock mass.

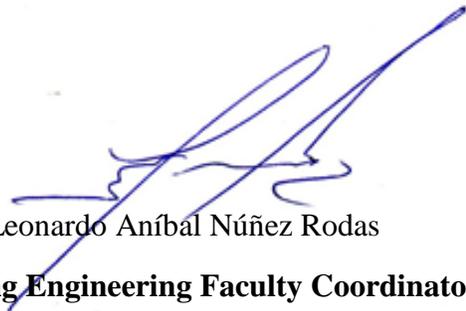
The field and laboratory methodology were focused on a specific section of the underground mining works, with the objective of characterizing said section and establishing a system for the knowledge and application of the people that work within the mine. The results indicate that the works were carried out normally and the new fortification proposal for the studied gallery was established.

Keywords: Rock mass, Simple compression resistance, geomechanical characterization, fortification, gallery.



Ernesto Patricio Feijoo Calle

Thesis Director



Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Mining Engineering Faculty Coordinator



Fernando Javier Feijoo Mora

Author



INTRODUCCIÓN

La minería es uno de los pilares que se sustenta el desarrollo económico y social del Ecuador. La industria minera es una actividad económica clave para el país, la cual no deja de realizar intentos constantes por seguir mejorando la calidad de extracción y de maximizar el provecho de los recursos mediante nuevas tecnologías y estrategias que permitan facilitar la extracción de minerales, con el propósito de poder ascender a grandes logros organizativos y esquemáticos.

Por esta razón, la industria minera para poder seguir en ese estatuto de producción, se propuso perfeccionar la productividad en las explotaciones mineras a cielo abierto y subterráneo, mejorar los mecanismos de seguridad, disponibilidad y calidad del capital humano, disponibilidad de recursos hídricos y el desempeño medioambiental.

Por lo tanto, como está estipulado en el trabajo de tesis, se planteó una propuesta de mejora mediante un método de soporte, el cual permitió mediante la calidad de la roca del túnel, determinar la instalación adecuada de fortificación.

En la minería subterránea, en particular, dando referencia a lo anterior, se han generado nuevos desafíos que tienen como propósito principalmente, prevenir derrumbes, resguardar la seguridad e integridad física de los trabajadores, de instalaciones, equipos y evitar deformaciones de las labores subterráneas.

Uno de los riesgos más frecuentes de las labores subterráneas son la caída o desprendimientos de rocas desde el techo de las galerías, de sus cajas o costados en el área, puesto que, tras una voladura en una mina subterránea o a la hora de la extracción de mineral, es indispensable garantizar que, antes del ingreso de los equipos y el personal al interior de la mina, no haya rocas sueltas que puedan desprenderse, lastimando de algún modo al trabajador o a los equipos en funcionamiento en la faena correspondiente. Estos desprendimientos pueden provocarse por condiciones determinadas del macizo rocoso, además de la forma y dimensiones de la excavación, incluso el método empleado de explotación, y los equipos utilizados para la perforación y voladura.

El yacimiento presentó algunas discontinuidades en las galerías (fracturas) en ciertos sectores del túnel, lo cual es riesgoso para los trabajadores, ya que el macizo rocoso puede desprenderse en cualquier momento y ocasionar un accidente. Es por esto, que se planteó una propuesta de mejora de un sistema de fortificación en el túnel, la cual permite mantener estable las labores, cuando su condición no sea auto soportante durante las obras en la mina subterránea. Método que en el plano minero brinda un trabajo más seguro y estable, donde se mantiene la estabilidad de las labores durante la explotación, compensando la condición inestable de la masa rocosa con la instalación de diversas alternativas de soporte. Evaluando geotécnicamente los pilares principales de la galería para mantener la labor, ya sea mediante la utilización de marcos metálicos y/o enmaderados, pernos, mallas, shotcrete o una combinación de ellos.

Para ello se analizaron métodos de fortificación, a través, de una comparación de características significativas, desde el punto de vista geomecánico directamente de la mina, para así poder determinar el método más factible, con el fin de satisfacer las exigencias técnicas, productivas y económicas, y al mismo tiempo poder contribuir a la seguridad del personal, infraestructura y equipos.

CAPÍTULO 1

MARCO TEÓRICO

1.1. Caída de rocas

Uno de los riesgos más importantes de accidentes en las labores mineras subterráneas, es la caída de rocas desde el techo de las galerías a sus cajas o costados, y en las minas a cielo abierto el deslizamiento de terrenos.

Al realizar labores subterráneas, se extrae un volumen de masa rocosa que provoca varios cambios en las condiciones naturales de equilibrio. Se forman espacios en los cuales las caras libres quedan sometidas a fuerzas que quedan sin oposición y convergen hacia el espacio vacío, de esta manera se provocan grietas en el techo y las cajas, y estas pueden generar el desprendimiento de rocas sueltas o planchones (Villalobos & Toro, 2020).

El desprendimiento de rocas puede ocurrir por las siguientes condiciones inadecuadas:

- Características y condiciones determinadas de la masa rocosa.
- Presencia de agua.
- Método empleado de explotación.
- Forma y dimensiones de la excavación.
- Debilitamiento producto por las tronaduras.

1.1.1. Los factores naturales que generan una caída de rocas son los siguientes

- **Factores geológicos:** este tiene relación directa con las características del macizo rocoso; tipo de roca, discontinuidades o diaclasas, fallas, alteraciones, lo que origina el debilitamiento y luego el desprendimiento de rocas.

- **Factores ambientales:** los cambios bruscos de temperatura, la humedad y la presencia de agua subterránea, son factores que contribuyen a debilitar la roca.
- **Campo de esfuerzo:** cuando las excavaciones llegan a grandes profundidades se originan cada vez más grandes y mayores esfuerzos en la masa rocosa, lo que origina fracturas y luego caídas de rocas. (Flores, 2021)

1.1.2. Causa de los accidentes por caída de rocas

- **No acuar:** es el principal causante de los accidentes. Se produce por considerar en algún momento a esta actividad como innecesaria. Su causa suele ser el exceso de confianza por conocimiento de la actividad.
- **Acuar en forma deficiente:** esto se produce cuando los trabajadores sólo hacen un examen visual de la zona de riesgo y se limitan a remover solo aquellas rocas que a simple vista se aprecian sueltas.
- **Falta fortificación:** se produce cuando se utiliza la acuar para asegurar terrenos que por su inestabilidad debieran fortificarse.
- **Acuar incorrecta:** estos accidentes ocurren cuando la acuar se ejecuta en forma incorrecta. Como ejemplo se puede señalar:
 - Posición peligrosa: cuando el personal se ubica bajo la línea de caída de planchones o cuando los planchones rebotan contra otras rocas u objetos y se proyectan al trabajador.
 - Uso inadecuado de las herramientas: cuando el personal utiliza barretillas muy cortas y trabaja sobre superficies improvisadas o inadecuadas para alcanzar zonas de mayor altura. (Flores, 2021)

1.1.3. Medidas preventivas generales para evitar la caída de rocas

La caída de planchones puede ocasionar daños tanto a las instalaciones materiales como a los equipos. Asimismo, puede afectar seriamente a los trabajadores. Para evitar estas lamentables consecuencias debe realizarse una permanente acción preventiva, la cual debe incluir:

- Adecuado diseño de las labores mineras.
- Adecuada dosificación de explosivos, para evitar la fragmentación y el debilitamiento de las caras libres.
- Programas de acuñadura, reforzamiento y fortificación.

1.2. Acuñadura

La acuñadura es la operación destinada a desprender oportunamente material rocoso suelto, susceptible de caer desde las cajas y/o techos, evitando que el material caiga imprevistamente provocando lesiones y daños, además su objetivo es verificar, detectar y hacer caer de manera controlada estas rocas y/o planchones que se encuentren desprendidos y/o ligeramente desprendidos impidiendo que caigan de forma imprevista. La acuñadura es una labor que se puede realizar de manera manual o mecanizada, además esta operación se debe realizar las veces que sea necesario; esto dependerá principalmente de las condiciones del terreno y de las operaciones que allí se efectúen. (Putzmeister, 2015).

La acuñadura debe efectuarse de la siguiente manera:

- Planificada
- Sistemática
- Controlada
- Debe realizarse las veces que sea necesario.

Acuñar es una actividad obligatoria y permanente que se debe realizar en un determinado sector o zonas agrietadas, donde principalmente se debe prohibir el paso de personas o vehículos hasta que el sector se encuentre seguro, colocando barreras o letreros avisando de esta medida. Se debe verificar en la zona de acuñadura la existencia de instalaciones eléctricas o cañerías de aire comprimido o agua, las que deberán protegerse por la eventual caída de planchones sobre ellas. El personal que desarrolla esta actividad debe estar preparado, de tal manera que sepa dónde y cómo ubicarse, además de manejar eficientemente las herramientas para realizar esta labor (Martínez, 2019).

La secuencia para revisión y acuñadura en galerías que no están fortificadas deben ser inspeccionadas periódicamente para evaluar sus condiciones de estabilidad y requerimientos de “acuñadura”, donde se debe comenzar en el techo y continuar en las cajas, en ambos casos desde atrás hacia la frente de trabajo, debiendo realizarse de inmediato las medidas correctivas ante cualquier anomalía detectada, teniendo en cuenta las siguientes consideraciones:

- Fractura del terreno.
- Planos de falla.
- Rocas sospechosas.
- Debe realizarse con la iluminación adecuada.

La acuñadura debe estar siempre presente en el desarrollo de una excavación en roca, sea ésta una galería, un pique, un desquinche, un camino en una ladera, etc., ya que en estos trabajos se generan desprendimientos de roca (Gobierno de Chile, 2017).

1.2.1. Causas específicas de los accidentes

En minería, la acuñadura genera entre el 30% y 40% de los accidentes de trabajo y en la mayoría de los casos, son graves; además de la inadecuada o falta de fortificación,

generalmente los accidentes que se producen por caídas de roca se deben a las siguientes causas:

- **Falta de acañadura:** Los trabajadores confían sólo en una revisión ocular o en la creencia que el cerro no presenta mayores problemas, por lo que se piensa que acañar es una pérdida de tiempo.
- **Acciones inseguras al acañar:** Los accidentes también ocurren, por ejemplo, cuando el trabajador toma una mala posición para acañar, colocándose muy cerca del lugar donde caerá el planchón, o por no usar el equipo adecuado.
- **Acañadura en forma deficiente:** A veces la caída de rocas ocurre a pesar de haber acañado previamente una labor, ya que se ha hecho botando sólo aquellas rocas que se ven sueltas de manera más evidente, sin considerar que hay rocas sueltas que no se ven a simple vista. (Martínez, 2019)

1.3. Qué es la fortificación

Es el conjunto de procedimientos que permiten tener estables las labores cuando su condición no es la adecuada en una mina subterránea (Ministerio de Minería, 2018).

El rol fundamental de la fortificación es:

- Mantener la cohesión de los terrenos.
- Impedir el desmoronamiento de material fracturado.
- Disminuir el movimiento de las cajas, techo y piso (minería de carbón).
- Mantener las labores seguras y con una sección y dimensiones suficientes para la circulación del personal, equipos, aire, etc.

1.4. Por qué se debe fortificar

Según el reglamento de Seguridad Minera (Registro oficial N°339, Capítulo Sexto “Acuñadura y fortificación de labores mineras” artículo 124) indica que: “Al atravesar rocas fracturadas, o cuando exista inestabilidad, de inmediato se procederá a fortificar, sin esperar que las labores generen un riesgo inminente. Para el efecto, se deberá implementar un procedimiento específico. Cuando las condiciones geológico-geotécnicas sean desfavorables es necesario el diseño y construcción de una fortificación a largo plazo que brinde seguridad al personal.”

1.5. Fortificación

Esta tiene el objetivo de resguardar a los trabajadores y evitar derrumbes en la minería subterránea, la industria ha implementado en la construcción de túneles el proceso de fortificación, el cual consiste en un procedimiento para recubrir o reforzar el entorno de una labor subterránea, por medio de un elemento de sustento como, por ejemplo:

- Pernos (helicoidales, fibra, Split Set, swellex)
- Malla (bizcocho, acma)
- Shotcrete (con fibra, sin fibra)
- Marcos (metálicos, noruegos, madera)
- Cables (simples, dobles, triple)

1.6. Clasificación de la fortificación

1.6.1. Fortificación activa o reforzamiento

Es aquel método de soporte que permite la acción de sujetar o sostener desde el mismo momento que son instalados y, al mismo tiempo, a modificar estructuralmente la roca

para hacerla “auto soportable”, mediante el empleo de una carga externa sobre el macizo rocoso.

Los métodos más empleados son el anclaje de rocas (puntuales o repartidas), y las proyecciones neumáticas de hormigón (shotcrete) o mortero (gunita).

1.6.2. Fortificación pasiva

Es aquella en que, por fundamentos de seguridad y operacionales, no ocupa ninguna carga externa al momento de la instalación, este tipo de fortificación solo trabaja si en el macizo rocoso se percibe algún tipo de deformación. De la misma manera se define como fortificación pasiva los sistemas que transforman el exterior de la excavación.

Los métodos más empleados son la madera, los marcos metálicos (rígidos, deslizantes o articulados), el hormigón armado (vigas/marco de concreto, mampostería), shotcrete, malla.

1.6.3. Fortificación combinada

Es aquella en que, por razones operacionales y de seguridad, combina refuerzos y soportes. Los métodos más utilizados son utilizar madera reforzada con perfiles metálicos, los marcos de acero/pernos de anclaje y shotcrete, e hormigón proyectado (reforzado con cerchas o perfiles metálicos), y el shotcrete con pernos de anclaje y mallas de acero (Huanaco, 2014).

Los soportes deben ser ubicados de manera uniforme, sistemática y en los intervalos apropiados.

- **Grouting:** son inyecciones de cementos o resinas que tienen un cierto tiempo de fraguado para que este ingrese en las fisuras y después las consolide, la

presión de inyección se debe estudiar de acuerdo con las fisuras o grietas de la roca, se usa principalmente para eliminar filtraciones de agua o consolidar sectores fracturados.

- **Sistema de hormigón proyectado con malla y perno:** en caso de ser necesario y garantizar la permanencia de labores subterráneas, se debe adicionar hormigón proyectado (shotcrete) al sistema perno malla.

1.7. Fortificación con madera

El enmaderado es uno de los sistemas de fortificación más utilizado a nivel de pequeña minería, por la factibilidad de manejo, colocación y bajo costo. Este tipo de fortificación tiene la ventaja que, al momento de recibir fuertes presiones de algún presunto derrumbe, este hace que la madera no se quiebre de forma inesperada y brusca, esto es debido a su gran elasticidad; lo que dará aviso anticipado en caso de que sea necesario reemplazar o reforzar.

La madera se adapta mejor a las necesidades de los diferentes terrenos debido a su capacidad de trabajar satisfactoriamente a la flexión (fuerzas perpendiculares a las fibras, y al pando (fuerzas en dirección a sus fibras) (Putzmeister, 2015).

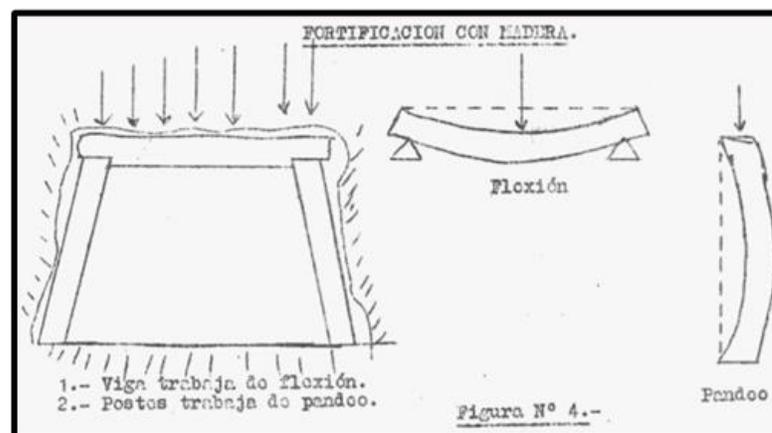


Figura 1.1 Fuerzas de Flexión y Pando

Fuente: Sernageomin, 2018

1.7.1. Factores fundamentales

- Las condiciones ambientales en las que se utilizara, que puede ser desde húmedo a seco, y que influye en la variación de peso, durabilidad y propiedades mecánicas.

1.7.2. Ventajas y desventajas de la fortificación con madera

Ventajas:

- Facilidad a ser cortada, transportada e instalada.
- Da señales audibles y de su situación de estabilidad.

Desventajas:

- La resistencia depende de sus estructuras fibrosas, sus defectos naturales y su humedad.
- Baja resistencia a los empujes de la roca.
- Se degrada fácilmente por medio de parásitos (hongos, insectos).
- Es combustible.
- Es de corta vida.
- Dificil adaptación a las irregularidades del perímetro de la labor.
- Disminuye el espacio útil de la galería.

1.7.3. Marcos de madera

Se define como el conjunto de una viga y dos postes debidamente ensamblados.

- **La viga o sombrero:** es una pieza rolliza, previamente preparada y colocada en forma horizontal apegada al techo.

- **Los postes:** son dos piezas que sostienen firmemente las vigas por sus extremos, afirmados al piso y separados convenientemente hacia el exterior de la galería. El sistema consiste en colocar en espacios previamente preparado marcos de madera a distancias regulares.

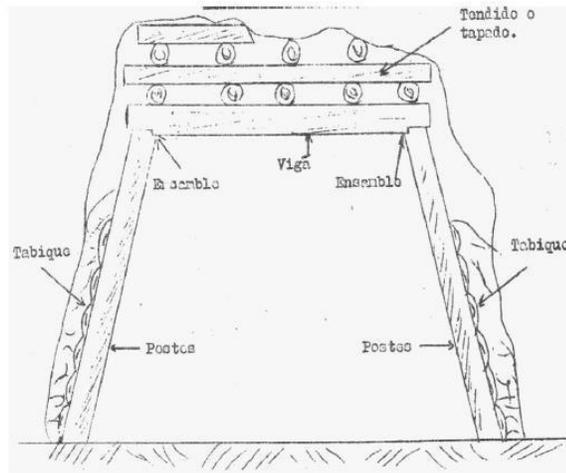


Figura 1.2 Marcos correcto

Fuente: Sernageomin, 2018

1.7.4. Para que el sistema sea realizado de forma correcta, se deben cumplir los siguientes requisitos

La viga o sombrero:

- Las vigas preparadas con las grietas muy abiertas en el sentido indicado, se recomienda no usarlas.
- Los cortes para el ensamble no deben quedar en las grietas en la misma línea de asentamiento del poste, debido a que con las primeras presiones el poste las rasga con facilidad.



Figura 1.3 Grietas en las Vigas

Fuente: Sernageomin, 2018

- No deben estar en contacto de forma directa con el techo. Su destrucción es muy rápida, para ello se utiliza el tapado o tendido al techo.
- No deben usarse para su sostenimiento los pedazos de poste apoyados en las salientes de la roca.
- Deben ubicarse de forma horizontal, aunque para ello sea necesario romper el techo de la labor aplomada y colocar a la altura pedida respecto a la rasante.
- No deben quedar presionadas en sus extremos, se quiebran fácilmente sin carga y con mayor razón por las presiones laterales. Las paredes de las galerías deben permitir la suficiente holgura para que las puntas queden libres.

Posición de los postes:

- La abertura de la pata debe ser la indicada. El ángulo de inclinación o de cierre debe ser de 12° .
- En labores a nivel (maestras) los postes se colocan verticales o normales a la rasante.
- El asentamiento con la viga, ensamble, debe ser correcto. (Putzmeister, 2015).

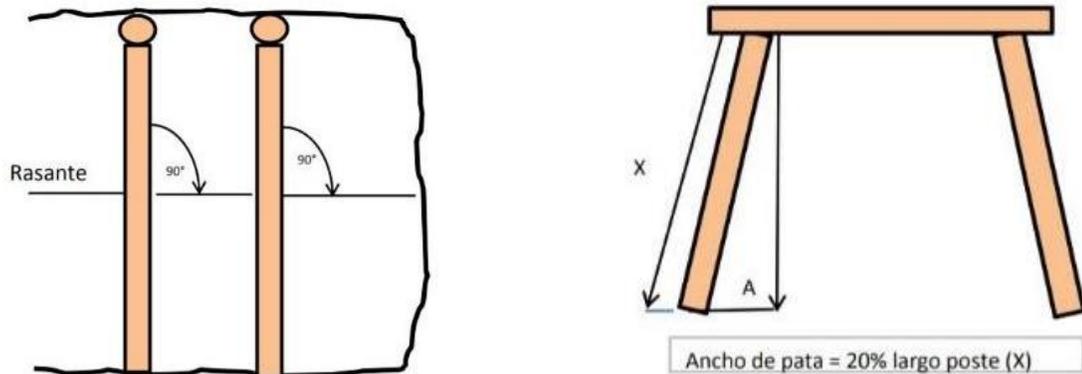


Figura 1.4 Inclinación de los Postes en Galerías Inclinadas

Fuente: Sernageomin, 2018

1.7.5. Elementos auxiliares de fortificación con marcos de madera

- **Tendidos o tapados:** es la madera que se ubica entre la viga y el techo en dirección de la galería, apoyados en una viga. Se deben poner para evitar que rompan las vigas por contacto directo con el cerro. La distribución del tapado debe ser pareja, con distintos puntos de apoyo (4 a 6).
- **Tabiques:** Es el revestimiento de los costados de la galería con madera entrelazada y relleno con tosca, hasta una altura de $\frac{2}{3}$ de la longitud del poste, y en terrenos malos hasta $\frac{3}{4}$. Una mayor altura cargaría demasiado al poste y rasgaría la pestaña de corte de la viga. La distancia entre las piezas de madera debe ser como máximo 30 cm y en lo posible tomar 3 postes para evitar desprendimientos de toscas.
- **Cedentes:** Son trozos de tablones o cabezales, ubicados sobre dos espacios huecos, sobre los cuales se apoyan los postes. La abertura de los huecos debe permitir que pase el poste en caso de quebrarse el tablón o cabezal; su interior debe estar limpio.
- **Trabas:** son trozos de guiones a medida que se colocan entre las vigas y los postes para evitar que los marcos se descuadren. Se ubican en un número de 6, para permitir un trabajo armónico de la entibación.

1.7.6. Caracterización de la madera

La densidad y el agua de la madera son características importantes las cuales establecen sus propiedades para su utilización en las faenas mineras.

- **Densidad:** Entre más densa es la madera, aumentará la tensión y resistencia.
- **Agua:** La madera húmeda tiene menor resistencia a la tensión en comparación con la madera seca o de baja humedad. (Jiménez, 2011)

1.7.7. Maderas utilizadas en la fortificación en minería subterránea

Generalmente se utilizan maderas blandas de fibra larga como el eucalipto, teca y pino.

1.7.8. Calidad requerida de la madera

Para verificar el comportamiento de las estructuras de fortificación con madera en minería subterránea, se debe constatar algunos elementos, los cuales son:

- Resistencia mecánica, adecuada para resistir las compresiones impuestas (longitudinal y axial, flexión y cizalle).
- Aptitud de continuidad, para extender su soporte por el mayor tiempo posible después que comience su ruptura.
- Inalterabilidad, para mantenerse activa por el tiempo en que estará en actividad de labor minera.

1.7.9. Anomalías que tienen efecto en las propiedades físicas de la madera

Al momento de seleccionar la madera adecuada para la fortificación se debe presenciar ciertas anomalías las cuales no deben presentarse al momento de trabajo, las cuales son:

- **Anomalías de estructura:** Anillos de crecimiento no concéntricos, nudos, entre otros.
- **Anomalías en composición química:** Por acción de organismos parasitarios o escurrimiento de resina.
- **Anomalías de forma:** En la sección transversal se pueden mostrar estrías, mientras que, por la parte del perfil axial, las más comunes son la flexión.

1.7.10. Tiempo de vida de la madera

La madera es el material más barato que puede utilizarse. En la mayoría de los casos es satisfactorio, desde el punto de vista de su resistencia, pero su corta duración es la característica desfavorable.

La duración de la madera en la mina es muy variable, pues depende de las condiciones en que se trabaje, por ejemplo:

- La madera seca dura más.
- La madera descortezada, dura más que aquella que se convierte en la corteza.
- La madera curada es tratada con productos químicos para evitar su descomposición, dura más que la que no ha sido tratada.
- La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.
- Por consiguiente, se puede estimar que la madera tiene una vida que fluctúa entre uno o tres años.

1.8. Fortificación con marcos metálicos



Figura 1.5 Fortificación con marcos de acero

Fuente: Minera, 2016

Este sostenimiento tradicional, desde el punto de vista de la temporalidad y desde el punto de vista de la funcionalidad es un sistema de fortificación pasiva, el cual es utilizado generalmente para el sustento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos.

Los marcos metálicos son utilizados para obtener un control más efectivo de la estabilidad en defectuosas condiciones del túnel, debido a su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, lo cual contrarresta el cierre de la excavación y evita su ruptura prematura.

Este sistema tiene como ventaja que continúa proporcionando soporte después que hayan ocurrido deformaciones o desprendimientos importantes.

Los marcos son construidos con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares. (Flores, 2021).

1.8.1. Ventajas y desventajas de la fortificación con marcos metálicos

Ventajas:

- Soporta altas deformaciones.
- Alta resistencia a ambiente agresivo.
- Material homogéneo con características uniformes en toda la estructura.
- Incombustible.

Desventajas:

- Dificil adaptación a las irregularidades de la labor minera.
- Limitación en galerías de grandes dimensiones de sección.
- Disminuye el espacio útil de la galería.

1.8.2. Tipos de marco de acero

Rígidos:

Marcos conformados por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. No se emplea en zonas de sobrepresión, ya que puede colapsar al ser sobrepasada su resistencia.

En la actualidad solo se usan en las bocas de las minas o sectores donde por razones tectónicas, de mala calidad de la roca o explotaciones hundidas antiguas se ha perdido totalmente las propiedades resistentes de la roca.

Cedentes o deslizantes:

Conformados usualmente por tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetos y ajustados con uniones de tornillo.

- Ceden cuando el empuje de la roca sobrepasa un cierto valor.
- Se emplea en terrenos sometidos a grandes esfuerzos
- Debe asegurarse el deslizamiento de los segmentos del marco.

1.9. Fortificación con mallas de acero



Figura 1.6 Fortificación con mallas de acero

Fuente: Minería futura, 2017

Las mallas de acero para fortificación de túneles son fabricadas por alambre de acero especial de alta resistencia, en diferentes grosores, que permiten manejar una mayor distancia entre los anclajes, con el objetivo de poder contener rocas de menor tamaño granulares que caen desde el techo y cajas.

Su uso es especialmente indicado en zonas comprometidas por estallidos de rocas o donde el macizo rocoso está muy alterado y, por lo tanto, muy fragmentado.

El alambre está protegido contra la corrosión por una aleación especial cuatro veces superior al galvanizado habitual, lo que lo hace útil en ambientes mineros. En la construcción de una mina subterránea habitualmente se utilizan las mallas mineras electrosoldadas y las tejidas, trenzadas (Villalobos & Toro, 2020).

1.9.1. Malla soldada

Se caracteriza por tener medidas y pesos conocidos, tienen uniones más sólidas y terminaciones de alta calidad, al tener uniones soldadas que no se corren, las secciones de acero se mantienen sin variación y por tratarse de elementos prefabricados, las mallas soldadas son fáciles y rápidas de instalar, ahorrando tiempo y dinero.

Es mucho más rígida que la malla trenzada, lo cual hace que sea difícil acomodarla a las irregularidades de la roca, pero crea un mayor confinamiento de la zona entre pernos. Su principal ventaja es la posibilidad de colocar shotcrete en una etapa posterior.

1.9.2. Malla trenzada

Se identifican por su flexibilidad, resistencia y capacidad de absorber importantes cantidades de energía, dependiendo de su instalación. Es muy eficiente en la retención de bloques pequeños inestables, provocados por eventos sísmicos, activaciones estructurales y otros. Su uso con shotcrete es inapropiado, debido al considerable rebote. Se recomienda instalar en tramos de 1.0 – 1.5m. con un patrón de pernos de 1.5-2.0 m la malla soporta 2.5 t x m². (Sernageomin, 2018).

1.10. Fortificación con shotcrete



Figura 1.7 Fortificación por shotcrete

Fuente: Minería futura, 2017

Método Shotcrete se descompone de shot (disparar) y crete (concreto) que se utiliza en la construcción de túneles para formar tanto el revestimiento temporal como permanente, donde el hormigón proyectado o shotcrete es un material transportado a través de una manguera, que se lanza neumáticamente, a alta velocidad, contra una superficie. La fuerza con que el hormigón o mortero llega a la superficie hace que la mezcla se compacte logrando que esta se sostenga a sí misma, incluso en aplicaciones verticales. (Flores, 2021).

1.10.1. Materiales de elaboración de la mezcla

El shotcrete es básicamente una mezcla de cuatro materiales: cemento, arena, agua y áridos. Sin embargo, además se puede complementar con materiales finos, aditivos químicos y fibras de refuerzo.

- **Cemento de alta resistencia (cemento Portland):** Es un conglomerante o cemento hidráulico que cuando se mezcla con áridos, agua y fibras de acero discontinuas y discretas tiene la propiedad de conformar una masa pétreo resistente y duradera denominada hormigón.
Este cemento actúa como aglutinante en la mezcla del shotcrete y tiene la función de fijar el particular de agregado a la matriz. El cemento también es el lubricante principal del shotcrete, tiene un fraguado hidráulico o sea un fraguado rápido que hace obtener resistencias a las pocas horas de su mezcla.
- **Áridos:** Los agregados de arena y grava constituyen el esqueleto de la matriz del shotcrete proyectado, siendo aproximadamente el 75% del volumen de la mezcla de shotcrete, arena y agua.
- **Arena:**
 - Debe ser resistente y limpia.
 - Proporciona junto al cemento la unión entre las partículas del árido.
 - Proporciona el poder adhesivo del shotcrete en la pared de la excavación.
 - Da propiedades impermeabilizantes a la mezcla.
- **Agua:** el agua cumple con dos importantes funciones para crear las mezclas de shotcrete, primeramente, reacciona químicamente con el cemento para producir la parte sólida de la pasta del cemento que es lo que le da resistencia al shotcrete y en segundo lugar le entrega la trabajabilidad de la mezcla, importante propiedad para formar una mezcla de shotcrete homogéneo y bien compactado.
- **Aditivos:** los aditivos se usan principalmente para mejorar y/o cambiar las propiedades del shotcrete que no pueden ser controladas correctamente por los componentes cemento, agua y áridos.
- **Fibras de esfuerzo:** Se pueden utilizar sintéticas o de acero, una de sus funciones es aumentar el refuerzo estructural.
- **Adiciones (materiales finos):** Los materiales finos complementarios (escorias, cenizas volantes y humo de sílice) se utilizan en el shotcrete con el fin de complementar el equilibrio de finos, mejorar las propiedades de

durabilidad, aumentar la capacidad de retención de agua y reducir la presión de bombeo durante la aplicación. (Sernageomin, 2018)

1.10.2. Función del shotcrete

Principalmente la fortificación con shotcrete con o sin fibra tiene dos grandes aplicaciones o efectos, los cuales son:

- **Sellar las superficies de la roca:** Rellenando las juntas y/u grietas existentes en la roca, evitando la caída de bloques pequeños y la alteración de la roca, de esta manera las labores subterráneas puedan mantener su capacidad de estabilidad por un periodo de tiempo más largo.
- **Generar un anillo en el túnel o desarrollo subterráneo:** Genera una resistencia que trabaja en forma similar a la de un marco, la que soporta las cargas de la roca al deformarse. También este anillo es capaz de resistir la carga puntual ejercida por pequeñas cuñas o bloques que quedan descansando sobre la capa de shotcrete.

1.11. Fortificación con pernos

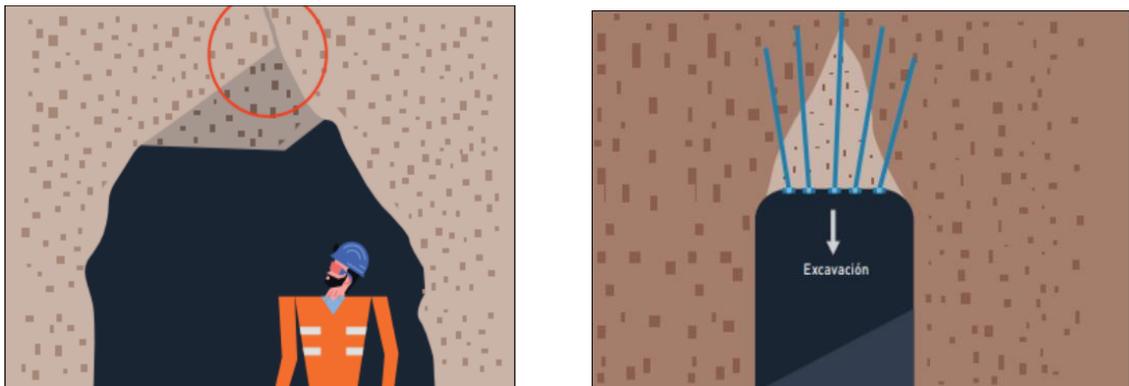


Figura 1.8 Colocación de pernos en Cuña

Fuente: Guía metodológica de seguridad para sistemas de fortificación y acuñadura, 2002

La fortificación con pernos se basa en el entorno del macizo rocoso, con el objetivo de reforzar la resistencia de la roca, ayudando para que se auto soporte y se oponga a la desunión de bloques de roca. El perno pasa a formar parte del mismo entorno, fortaleciendo la resistencia de la roca.

Los tipos de pernos más utilizados en el sostenimiento de terrenos son: pernos estabilizadores de fricción, pernos con anclajes expansivos, pernos cementados con resina o cemento y los cables de acero (Flores, 2021).

1.11.1. Ventajas de la fortificación con pernos

- Actúa inmediatamente después de su instalación.
- Versátil, al momento de transportar e instalar.
- No disminuye la sección útil de la labor.
- No incrementa la resistencia al flujo de aire de ventilación.
- Relativamente económico.
- La instalación puede ser manual o mecanizada.

1.11.2. Tipos de pernos de fortificación

Pernos estabilizadores o de fricción

Pernos que están constituidos por un trozo tubo de acero, que se encuentran introducidos en perforaciones en la roca, los cuales ejercen una presión radial hacia el exterior a lo largo de toda su longitud. De mayor diámetro que la perforación y que es partido a lo largo por el centro, el cual al introducirse en el tiro el perno disminuye su diámetro y crea presiones axiales hacia el exterior contra la pared de la roca a lo largo de toda la perforación.

Este proceso provee la fuerza de fricción por los costados del perno manteniéndolo en su lugar previniendo el movimiento o separación del terreno. (Minera, 2016).

Pernos con anclajes expansivos

El perno de anclaje con cabeza de expansión es el más común de este tipo de anclaje mecánico. Ya que controla el movimiento o el desplazamiento de la masa rocosa induciendo la presión de la tensión de la barra entre el anclaje y la platina de apoyo.

Este tipo de soporte produce una tensión de aproximadamente 3,5 toneladas y tiene una resistencia en tracción máxima de 12,5 toneladas.

Se utiliza tanto en las actividades mineras con rocas medianamente duras a duras, masivas, con bloques o estratificada, sin presencia de agua. No es recomendable su uso en rocas muy duras, fracturadas y débiles, debido a que el anclaje podría deslizarse bajo la acción de las cargas (Jiménez, 2011).

Pernos de adhesión (cementados con resina o cemento):

Este método de fortificación consiste en un barrote de acero o hierro, con un extremo biselado, el cual es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o una combinación de ellos, que resisten el movimiento del terreno debido a los puntos de contacto del enclavamiento mecánico del perno.

En presencia de agua, particularmente en agua ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento.

1.12. Fortificación con cables

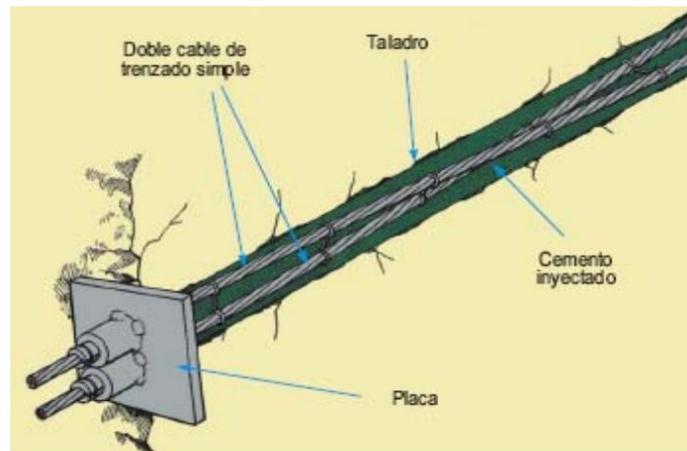


Figura 1.9 Cables de Acero

Fuente: Seguridad minera, 2012

La fortificación con cable se realiza principalmente donde existen bloques de gran magnitud, los cuales tanto por peso propio, tamaño y longitud del soporte a instalar, no pueden ser contenidos por los pernos helicoidales, fibras o Split set.

El uso que se le da a estos cables es en zonas de esfuerzos severos ya que su alta resistencia a la tracción hace que se pueda dar este uso y además para controlar la estabilidad de grandes cámaras (Minera, 2016).

1.12.1. Ventajas y desventajas de los cables de acero

Ventajas:

- Competente y durable.
- Gran capacidad de soporte en macizos competentes.
- Relativamente económico.
- Se puede cablear a cualquier largo.

Desventajas

- Requiere tiempo de curación para alcanzar su máxima resistencia.
- La calidad de la lechada y el proceso de lechado es difícil de controlar y mantener.
- No se pueden usar en zonas con aporte de agua.
- Se pueden tensar solo siguiendo un procedimiento especial.

1.12.2. Existen dos alternativas para poder inyectar la lechada a los pernos cables

- Utilizando manguera de retorno al fondo.
- Manguera de inyección y sale por el tiro.

CAPÍTULO 2

DESCRIPCIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO

2.1. Ubicación de la mina

La concesión minera “Tres Reyes” perteneciente al titular minero Julio Ajenor Armijos Tituana, está situada en la provincia de El Oro, en el distrito minero Zaruma – Portovelo, dentro del cantón Zaruma, la cual está emplazada en la Cordillera Occidental de los Andes. Su boca mina se encuentra en las coordenadas UTM (Universal Transversal Mercator): X = 654482 de longitud, Y = 9590925 de latitud, Z = 1017 m.s.n.m.; la dimensión de la bocamina es: una luz de 2 metros, y una altura de 1.83 metros.

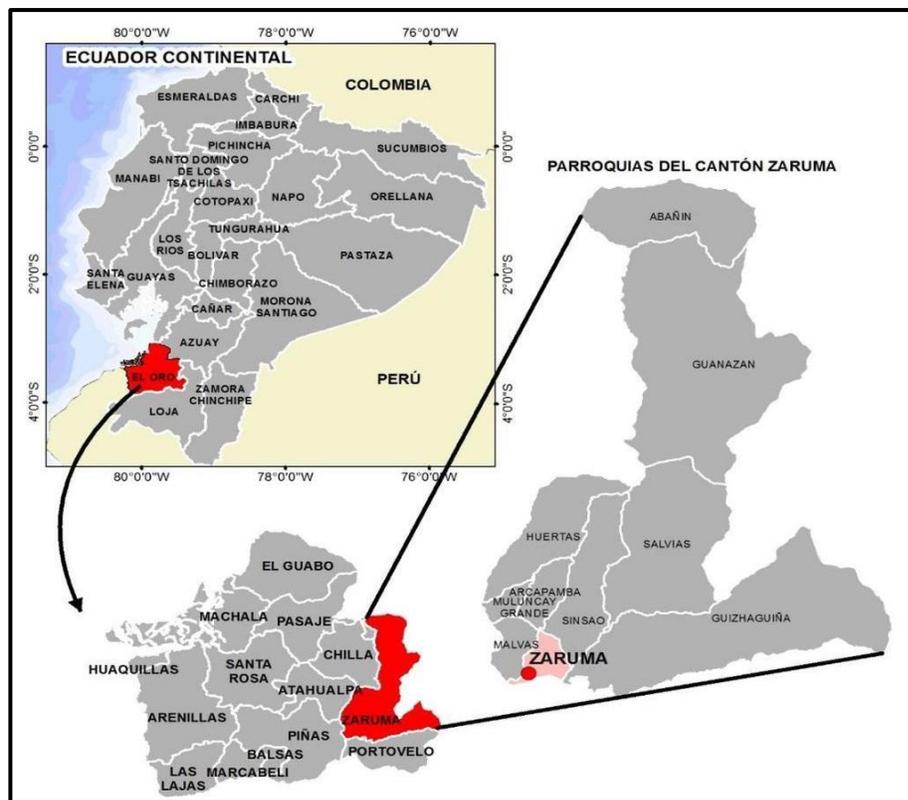


Figura 2.1 Mapa político de la provincia de El Oro.

Fuente: ARCOM, 2020

2.2. Tipo de minería

La concesión “Tres Reyes” posee 2.5 hectáreas mineras, donde se realiza la explotación de minerales metálicos bajo el régimen de minería artesanal.

Tabla 2.1 Datos de la concesión minera

GENERALIDADES DE LA CONCESIÓN MINERA	
Nombre de la Concesión	Tres Reyes
Código	390573
Titular	Julio Ajenor Armijos Tituana
Tipos de minerales	Oro y Plata
Fase en la que se encuentra	Exploración - Explotación

Fuente: Elaboración propia.

2.3. Acceso y coordenadas de la concesión minera “Tres Reyes”

La concesión minera se encuentra ubicada en el cantón Zaruma, sector Tres Reyes. Para acceder a la concesión se puede tomar las siguientes rutas: Cuenca – Machala – Santa Rosa – Piñas – Portovelo – Zaruma, desde la Sierra por las vías de primer orden, para luego tomar la vía de segundo orden Zaruma – Tres Reyes.

Tabla 2.2 Coordenadas de la concesión “Tres Reyes”

Coordenadas de la Concesión	
X	Y
654341	9591051
654441	9591051
654441	9590851
654341	9590851

Fuente: Elaboración propia.

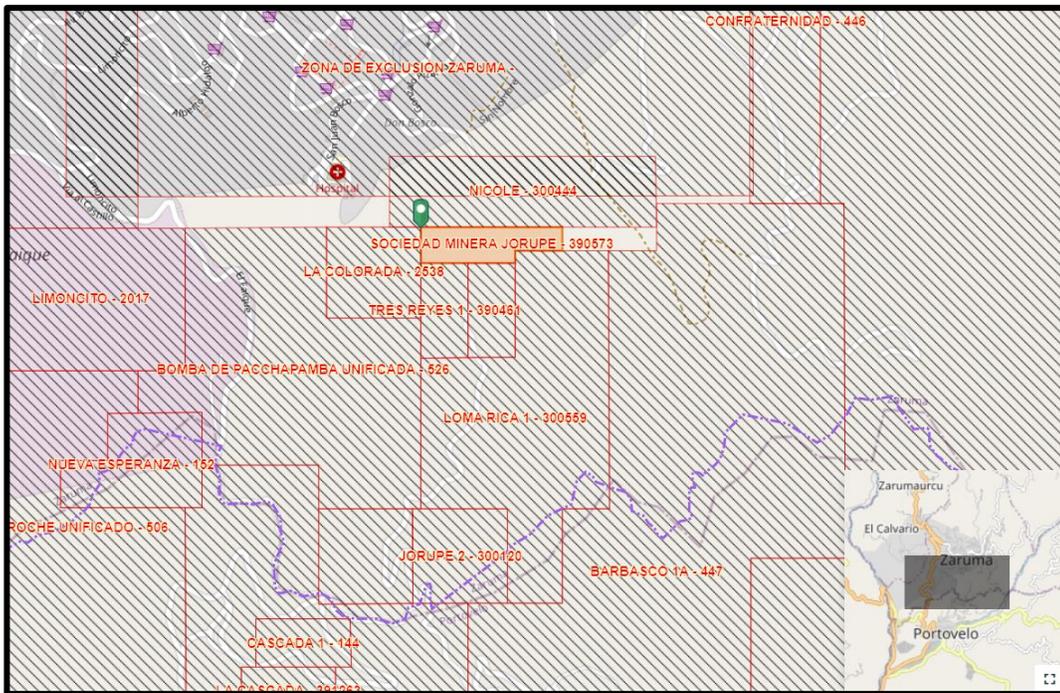


Figura 2.2 Ubicación de la concesión Tres Reyes.

Fuente: ARCOM, 2020

2.4. Descripción del área a fortificar

El área para la propuesta de mejora en la fortificación de la mina nivel L de la concesión minera “TRES REYES” que tiene una longitud de 18 m. Este tiene un ancho de 2,05 m y el alto de 2,20 m. El radio de la sección circular es de 1,4 m.

2.5. Geología regional

La faja mineralizada aurífera polimetálica Zaruma Portovelo, se encuentra ubicada al Sur de la Cordillera Occidental; (PRODEMINCA, 2000) reagrupa a los distritos Pucará-Alausí y Zaruma - Portovelo como subdistritos del Distrito minero Azuay, renombrando a Zaruma-Portovelo como subdistrito “El Oro”.

El subdistrito El Oro se encuentra limitado al norte por la falla Jubones, al este por la falla Peltetec que se prolonga hacia al sur y toma el nombre de falla Girón, al sur con la falla Piñas - Portovelo.

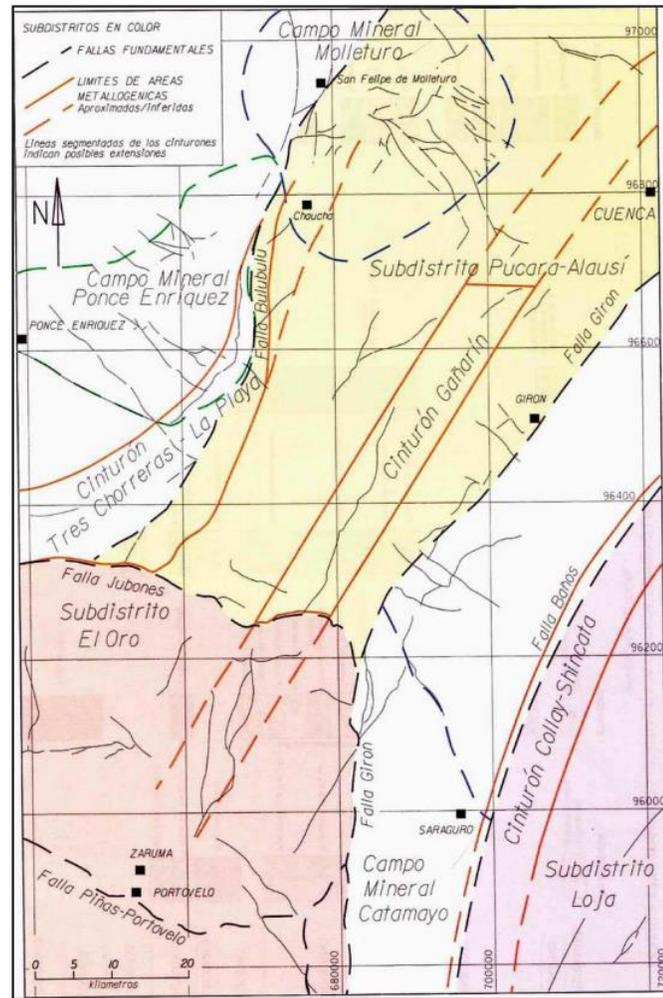


Figura 2. 3 Mapa de subdivisiones metal tectónicas del Distrito Azuay.

Fuente: PRODEMİNCA, 2000 Distrito Azuay.

2.5.1. Rocas metamórficas

Se encuentran ubicadas al Sur Oeste del subdistrito Minero El Oro, al sur de la falla Piñas Portovelo; estas rocas se encuentran asociadas al complejo metamórfico de El Oro (Aspden et al., 1995) caracterizado por presentar una tendencia de rumbo E-W y facies litológicas de alto y bajo grado metamórfico que poseen edades paleozoicas a cretácicas; el complejo se compone de litologías como serpentinitas, eclogitas, anfibolitas, gneises, paragneises, gneises graníticos, granodioritas foliadas, migmatitas de alto grado,

metapelitas, metacuarcitas, arcosas metamorfizadas, pizarras y conglomerados con clivaje.

2.5.2. Volcánicos Saraguro (E-Ms)

Los volcánicos del Grupo Saraguro se encuentran en las zonas N y E del subdistrito El Oro, está limitado tectónicamente al sur por la falla Piñas Portovelo.

El grupo es de edad eocena superior, interpretado de un ambiente deposicional subaéreo calco alcalino que consiste en tobas soldadas de flujo de ceniza, facies de flujo de salida de caldera de composición ácida a intermedia; existen lavas basalto andesíticas, brechas volcánicas, tobas de composición dacítica-andesítica, material volcánico re TRABAJADO y ciertas secuencias sedimentarias intercaladas con material volcánico. En el grupo Saraguro se distinguen seis unidades litológicas: Unidad Portovelo y las Formaciones Jubones, Las Trancas, Plancha Rumi, La Fortuna y La Paz (Dunkley y Gaibor, 1997 en Bonilla, 2009).

2.5.3. Unidad Portovelo (Oligoceno-Mioceno inferior)

La Unidad Portovelo se halla sobre yaciendo a las rocas del Complejo Metamórfico El Oro en contacto fallado con la falla Piñas-Portovelo, se encuentra aflorando entre los poblados de Zaruma, Arcapamba, Malvas y Huertas.

La edad de la unidad Portovelo oscila entre los 28,4 a 21,5 millones de años (Dunkley & Gaibor, 1997 en Bonilla, 2009), está relacionada a una actividad magmática plutónica y volcano efusiva calco alcalino terciaria caracterizada por la presencia de mantos de lavas basalto-andesíticas con texturas afaníticas y porfiríticas, tobas dacíticas. (Pratt et al, 1997 en Bonilla, 2009).

Existen cuerpos dioríticos, granodioríticos y riolíticos instruyendo a rocas de la Unidad Portovelo, Grupo Saraguro y Terreno Metamórfico de El Oro; estas se encuentran formando un cinturón con dirección NW-SE similar a la mega estructura Piñas-Portovelo. (Spencer et al, 2009 en Bonilla, 2009).

Existen granitoides de grano grueso a medio que presentan características de un enfriamiento brusco, que indican un posible emplazamiento subvolcánicas; stocks sub volcánicos de riolita y andesita porfirítica están presentes dentro del Grupo Saraguro. Mediante dataciones radiométricas K/Ar a la granodiorita de Paccha indica una edad de 16.89 89 +- 0.16 M.a., este cuerpo intrusivo cubre un área de 150 km² aproximadamente. (CODIGEM-BGS, 1997).

2.6. Geología local

La zona minera está constituida por un sistema de vetas epi-mesotermales, la mineralización de esta zona está alojada en rocas volcánicas intermedias a silíceas de la Unidad Portovelo (Pratt et al.,1997) la cual se encuentra fallada contra las rocas metamórficas en la parte Sur a lo largo del sistema de fallas Piñas – Portovelo y que se superpone sobre el Complejo Metamórfico de El Oro. La Unidad está conformada por lavas andesíticas masivas porfídicas, basaltos andesíticos y brechas con tobas que presentan cristalizaciones intermedias. También incluyen tobas de “ash flow” riolíticas y dacíticas con intercalaciones sedimentarias menores. Datos recientes indican edades de 21.5 – 28.4 millones de años que confirman la pertenencia de la Unidad Portovelo al Grupo Saraguro. (PRODEMINCA, 2000).

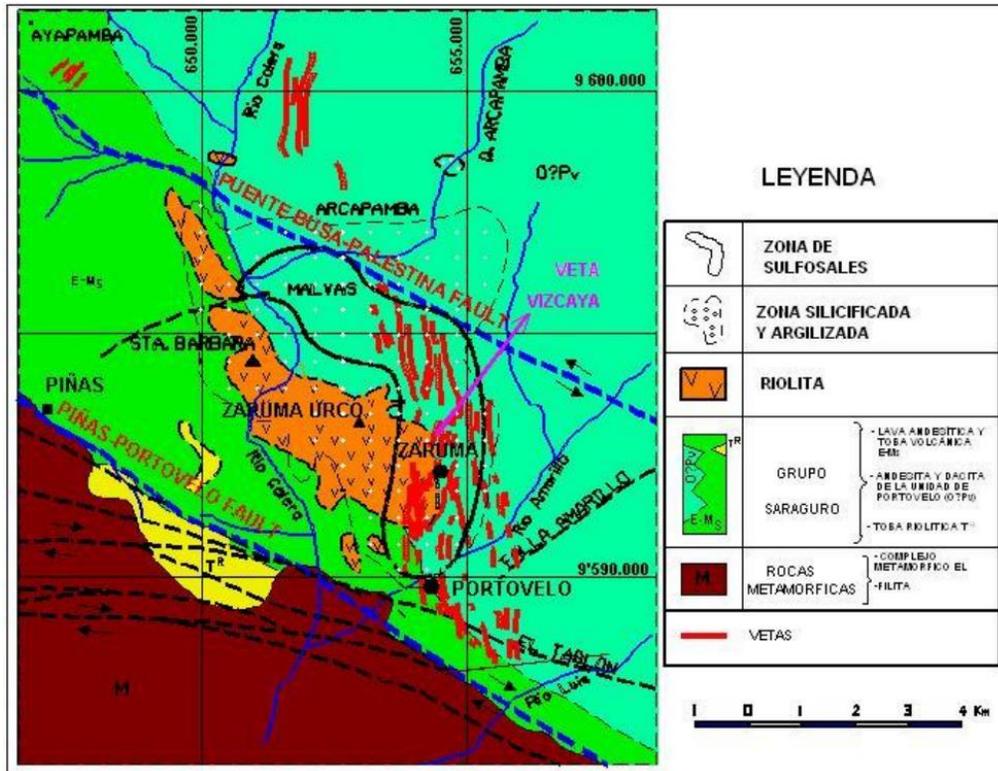


Figura 2.4 Mapa de geología local de la zona de Zaruma y Portovelo.

Fuente: Bonilla, 2005

2.7. Topografía del lugar

La topografía que se presenta en el lugar es muy irregular, con pendientes que pueden llegar a ser muy elevadas e imposibles de trabajar en el ámbito de exploración de nuevas áreas.

Generalmente las pendientes presentan un valor desde 5° en determinados lugares, y hasta 52° en otros, en donde no existe una regularidad, ocasionando problemas en el ámbito de exploración, y extracción del material hacia la bocamina.

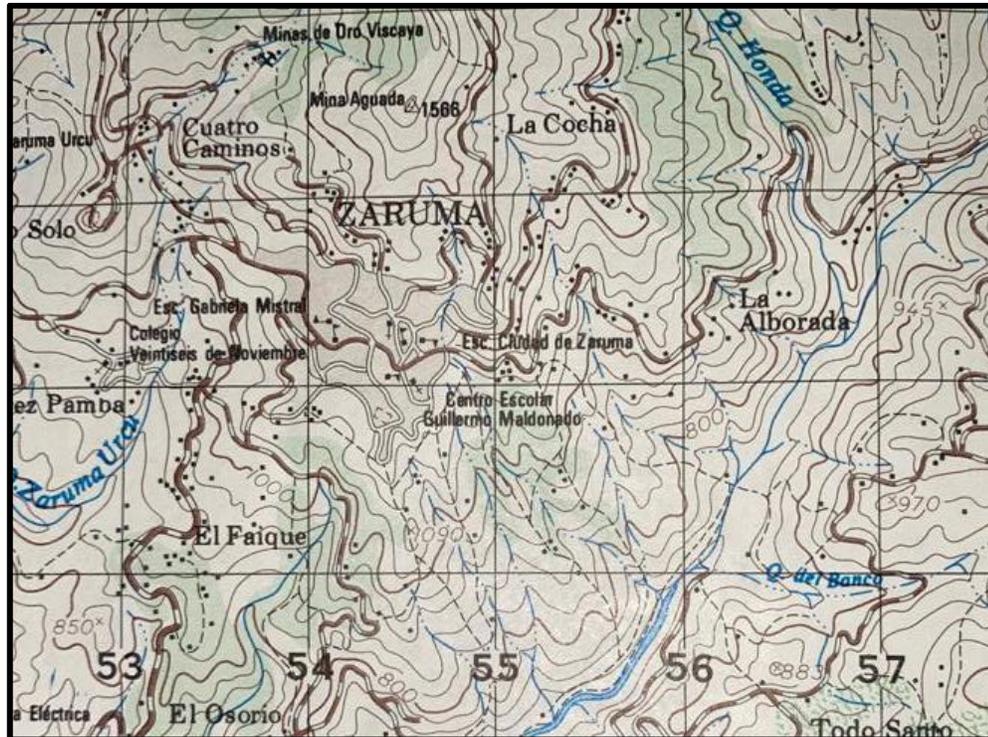


Figura 2.5 Mapa topográfico de Zaruma

Fuente: ARCOM, 2020

2.8. Clasificación geomecánica de las rocas

El objetivo de la clasificación geomecánica es evaluar las propiedades de los macizos rocosos para poder determinar la calidad de la roca con fines muy diversos, desde que se elige el tipo de sostenimiento más adecuado o el sistema de excavación más apropiado, hasta la determinación de índices para predecir la perforabilidad de las rocas.

La clasificación geomecánica ha surgido para poner orden en los procedimientos de investigación “in situ”, principalmente se realiza por la necesidad de disponer de más criterios para el diseño de túneles (donde tienen su mayor campo de aplicación). Esta consta de dos partes:

- La primera es en la cual se define un índice numérico que caracteriza la calidad de la roca a partir de la valorización de determinados parámetros.
- La segunda se proponen diversos tipos de sostenimiento de la excavación en función del índice de calidad y en base a experiencia previas.

En la práctica cuando esta es utilizada para el diseño del sostenimiento, este debe ir acompañado de una instrumentación que suministre datos sobre el comportamiento del terreno y del sostenimiento, para que en cualquier momento se puedan tomar las medidas correctoras necesarias.

Para que la evaluación sea lo más objetiva posible, se debe calificar los factores geomecánicos que los definen, de tal forma que los índices de calidad propuestos por las distintas clasificaciones sean comparables unos con otros.

Partiendo de la base de que el índice de calidad es representativo del macizo rocoso, las clasificaciones geomecánicas dan datos adicionales sobre ciertas características.

En las excavaciones complejas las clasificaciones geomecánicas no deben reemplazar los estudios analíticos, pero pueden ser usadas en las fases iniciales del diseño.

Las clasificaciones geomecánicas más utilizadas son:

- RQD (Rock Quality Designation)
- Clasificación de Bieniawski (RMR)
- GSI (Geological Strength Index)
- Índice Q de Barton

2.9. Caracterización de la calidad de la roca según clasificaciones geomecánicas

La finalidad es proporcionar un estudio geomecánico general del macizo rocoso a partir de observaciones en el campo y pruebas sencillas, de esta forma estimar la calidad del macizo rocoso y de los parámetros de resistencia (ángulo de fricción y cohesión) para establecer las necesidades de sostenimiento más convenientes.

2.9.1. Sistema RMR (Rock Mass Rating)

El sistema Rock Mass Rating se trata de un índice que evalúa la competencia y comportamiento del macizo rocoso, fue desarrollado por Bieniawski a partir de la experiencia en obras realizadas en África del Sur. Su aplicación no tiene limitaciones, excepto en rocas expansivas donde no es aconsejable su uso.

Según Fernández J. (2017), el sistema RMR de Bieniawski ha sido revisado en 5 diversas ocasiones. Inicialmente en 1973, y posteriormente en 1974, 1975, 1979 y 1989.

Para determinar el RMR debemos basarnos en 6 parámetros importantes que son:

- Rock Quality Designation.
- Resistencia de la roca intacta
- Separación de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Presencia de agua subterránea.
- Corrección por la orientación de discontinuidades.

Para cada uno de los seis parámetros se presentan valores en función de las condiciones de cada aspecto anteriormente mencionado. El valor del RMR se obtiene como la suma de los valores asignados a los parámetros señalados, en donde se oscila un valor linealmente entre 0 y 100, variando según la calidad de la roca.

Los valores asignados a los parámetros y los propios parámetros han ido variando según la tabla a continuación:

Tabla 2.3 Valoración del aspecto del RMR a través de los años.

Parámetro	1973	1974	19975	1976	1979	1989
Resistencia de la roca intacta	0 - 10	0 - 10	0 - 15	0 - 15	1 - 15	2 - 15
Rock Quality Designation (RQD)	3 - 16	3 - 20	3 - 20	3 - 20	3 - 20	3 - 20
Espaciado entre juntas (Js)	5 - 30	5 - 30	5 - 30	5 - 30	5 - 20	5 - 20
Separación de juntas	1 - 5					
Continuidad de juntas	0 - 5					
Acciones Climáticas	1 - 9					
Estados de las juntas (Jc)	.	0 - 15	0 - 25	0 - 30	0 - 30	0 - 30
Agua subterránea	2 - 10	2 - 10	0 - 10	0 - 15	0 - 15	0 - 15
Corrección por Orientación de Discontinuidades	3 - 15	3 - 15	0 - (-12)	0 - (-12)	0 - (-12)	0 - (-12)

Fuente: Fernández J. (2017).

Un alto valor de RMR demostrará que el macizo rocoso evaluado es de buena calidad, caso contrario se debe optar por algún tipo de fortificación para el mismo. (Feijoo, 1996).

2.9.1.1. Resistencia a la compresión simple (RCS)

La resistencia a la compresión simple es el ensayo que nos permite determinar la resistencia mecánica de las rocas.

En la siguiente tabla se presenta una estimación de la resistencia de ciertas rocas según Bieniawski, en el año de 1973, en donde utilizó una báscula de plataforma equipada con un marco de carga activado.

Tabla 2. 4 Estimación de las resistencias medias de ciertas rocas según Bieniawski

Tipo de roca	Resistencia a compresión simple (MPa)		
	Mínima	Máxima	Media
Creta	1	2	1,5
Sal	15	29	22
Carbón	13	41	31
Limolita	25	38	32
Esquisto	31	70	43
Pizarra	33	150	70
Lutita	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

Fuente: Agudelo L. (2019).

Comúnmente se utiliza la prueba de $Is(50)$ (Resistencia a la carga puntual homologada a 50mm) o Point Load Test, puesto que si el valor del $Is(50)$ es menor a 1 MPa, es recomendable utilizar el valor de la resistencia a la compresión simple. (Feijoo, 1997).

Berríos (2015, p.4) afirma que existe correlación entre los resultados promedios de la resistencia a la compresión simple con los valores de $Is(50)$.

Este ensayo permite determinar en el laboratorio la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o RCS (σ). Es un ensayo para clasificar a la roca por su resistencia.

El ensayo debe cumplir con las siguientes condiciones:

- Razón larga/ancho de la probeta debe ser de 2,5 a 3.
- Los extremos deben ser paralelos y pulidos, sin la presencia de grietas.
- El ancho de la muestra debe ser 10 veces mayor al tamaño medio del grano.

El ensayo trata de la aplicación de una fuerza axial al cilindro de roca o probeta, hasta que esta produzca una rotura, de esta manera obtenemos 3 valores que son: (σ_1), (σ_2) y (σ_3). Con los datos anteriormente mencionados podremos obtener el valor final de la Resistencia a la compresión simple (σ_C).

El procedimiento para realizar el Point Load Test es el siguiente:

1. Tener una idea general de la roca en cuanto a su litología y estructuras.
2. Identificar las muestras.
3. Medir las dimensiones de la muestra para validar si satisface las condiciones del ensayo.
4. Se debe recubrir la muestra con una membrana para que al momento de que la roca falle, no salten fragmentos que generen daños.
5. Se sitúa el testigo de forma que el pistón de la máquina quede paralelo a las caras transversales de la muestra.
6. Se mide la presión a la cual está siendo sometida la muestra mediante un manómetro conectado directamente a la prensa hidráulica, la presión debe ser medida a cada instante para obtener el dato del momento de falla, ya que después la aguja que marca el valor volverá al punto de partida.
7. Un ayudante será el encargado de ir aumentando progresivamente la presión en la prensa hidráulica.
8. Una vez llegado el momento de falla, se retira el testigo y se analizan las condiciones y modo de ruptura.

Para llegar a la exactitud en el puntaje, se utiliza la curva representada en la figura 2.6 denominada curva de determinación del puntaje por RCS.

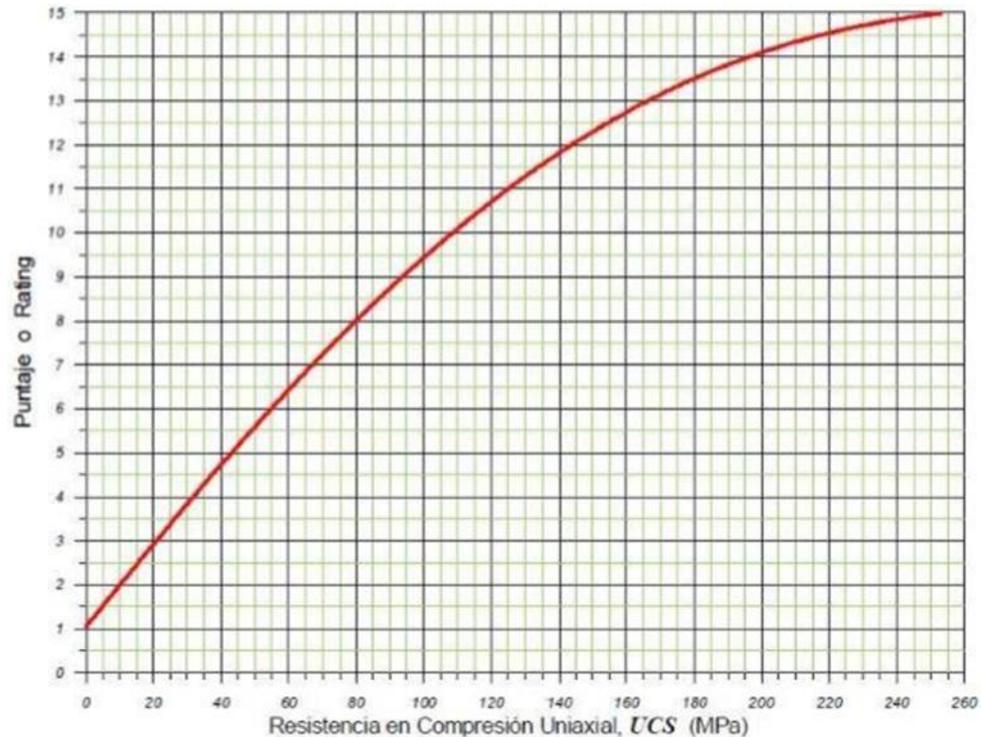


Figura 2.6 Curva de Determinación del puntaje por RCS.

Fuente: E.T.S.E.C.C.P.B. – U.P.C, 2017.

2.9.1.2. RQD (Rock Quality Designation)

El índice RQD fue desarrollado en 1964 por D.U Deere y se considera un índice cuantitativo para el macizo rocoso, su parámetro está basado en la recuperación de sondeos para realizar su respectivo análisis.

Se determina midiendo el porcentaje de recuperación de testigos que miden más de 100 mm de longitud. Los testigos que no estén duros o firmes no deben contarse, aunque midan más de 100 mm de longitud. El índice RQD fue introducido para usarse con diámetros de testigos de 54,7 mm. Se trata de uno de los principales indicadores para las zonas donde hay la existencia de roca de baja calidad (Llanos, 2017).

En la actualidad, el índice RQD se utiliza como un parámetro estándar en el registro de testigos de perforación y es un elemento básico de los principales sistemas de clasificación de masa (clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR) y el sistema Q).

El índice RQD se obtiene a través de la siguiente fórmula:

$$\mathbf{RQD} (\%) = \frac{S}{L} \times 100 \quad (1).$$

Siendo “RQD” la designación de la calidad de la roca, que resulta ser un porcentaje. La sigla “S” es la suma de la longitud de los testigos superiores a 10 cm, se expresa en m; y “L” es la longitud total del sondeo en metros. Para aplicar esta fórmula los testigos deben tener un diámetro mínimo de 5 mm.

Cuando no se cumple con las especificaciones anteriormente descritas se puede obtener el dato del RQD mediante el número de juntas o discontinuidades que están presentes en de roca, la cual es denominada con el símbolo J_v , cuando J_v es mayor a 4.5 se utiliza la siguiente fórmula.

$$\mathbf{RQD} = 115 - 3.3 * J_v. \quad (2).$$

En el caso de que J_v sea menor a 4.5 existe la siguiente relación:

$$\mathbf{RQD} = 100\% \quad (3).$$

Todo esto significa que, si existen de 1 a 4 juntas en la roca, el valor de RQD es igual a 100, en el caso de que existan 35 juntas o más, el RQD será de 0. Por lo tanto, el cálculo del RQD se realiza entre valores de 5 y 34. (Feijoo, 1996).

Para alcanzar un puntaje más exacto del RQD se utiliza la curva de la figura 2.7:

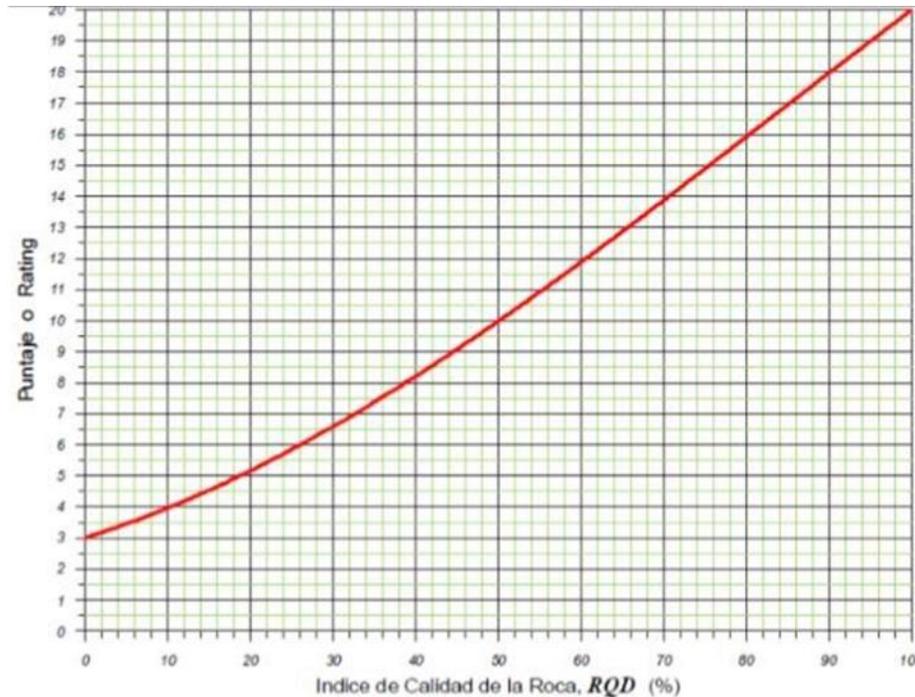


Figura 2.7 Curva de Determinación del puntaje del RQD.

Fuente: E.T.S.E.C.C.P.B. – U.P.C, 2017.

2.9.1.3. Espaciado entre discontinuidades o juntas

Al hablar de juntas nos referimos a las discontinuidades estructurales: fallas, diaclasas, planos de estratificación, etc., y su espaciado es la distancia media entre los planos de discontinuidad de cada familia.

La resistencia del macizo rocoso se va reduciendo al aumentar el número de juntas, es decir, cuando disminuye el espaciado de cada familia. Existen muchas clasificaciones del espaciado de las juntas. La utilizada por Bieniawski fue propuesta por Deere en 1967, en donde se puede determinar el espaciado existente entre las discontinuidades durante el levantamiento del estado de fracturación del macizo rocoso. (Feijoo, 1996).

Tabla 2.5 Clasificación de Deere (1967) del espaciado de las juntas.

Descripción	Espaciado de las juntas	Tipo de macizo rocoso
Muy ancho	>3 m	Sólido
Ancho	1-3 m	Masivo
Moderadamente cerrado	0,3-1 m	En bloques
Cerrado	50-300 mm	Fracturado
Muy cerrado	<50 mm	Machacado

Fuente: Deere et al. (1967).

En la figura 2.7 tenemos la variación de la resistencia del macizo rocoso en función del espaciado de las juntas y de la RCS.

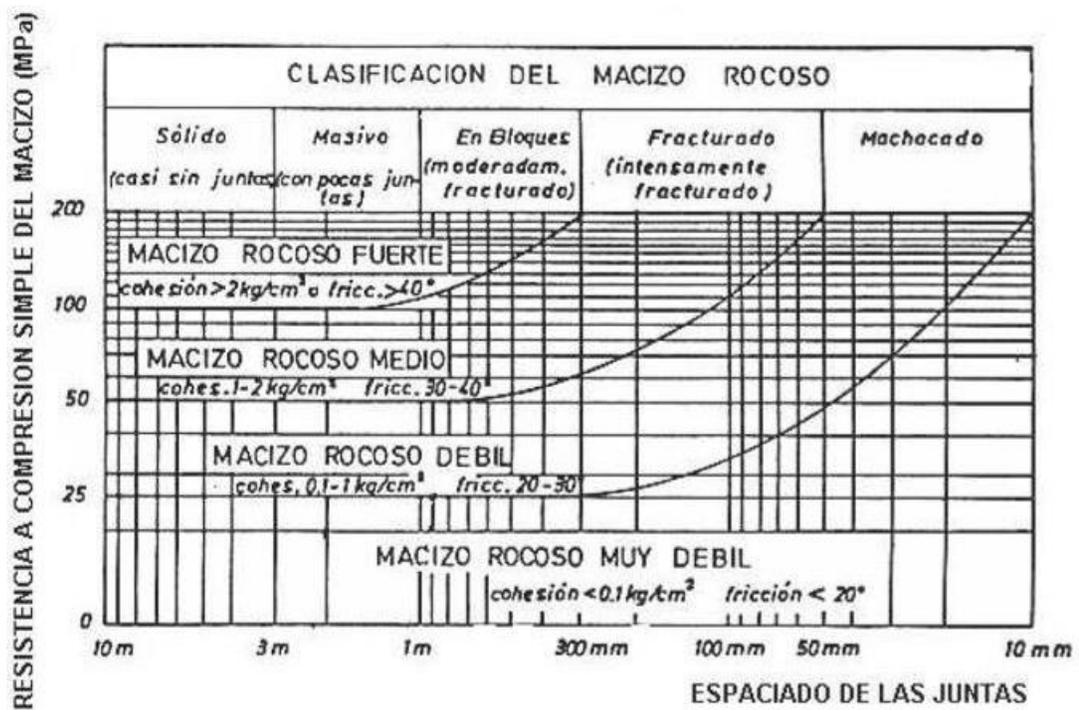


Figura 2.8 Variación de la resistencia del macizo rocoso en función del espaciado de las juntas y de la RCS.

Fuente: Bieniawski, 2003.

2.9.1.4. Estado de las juntas

Existen discontinuidades que se encuentran presentes en la roca, las cuales desfavorecen la resistencia, permeabilidad y durabilidad del macizo rocoso. Es de suma importancia evaluar la geometría, naturaleza, estado y condición de las discontinuidades, ya que con estas logramos definir la matriz estructural del macizo rocoso.

La influencia en el comportamiento del macizo exige evaluar la génesis de sus rellenos, la cantidad de agua, los revestimientos en las paredes por materiales solubles, la abertura, rugosidad, persistencia de las discontinuidades, y el número de familias. (Escobar, 2017).

Se consideran los siguientes parámetros para determinar el estado de las juntas:

- Separación de las juntas.
- Continuidad.
- Rugosidad.
- Condición mecánica de las caras (duras y suaves).
- Presencia de material relleno de la misma.

Tabla 2.6 Condición de las discontinuidades.

	MUY BAJA <1 m	BAJA 1 - 3 m	MEDIA 3 - 10m	ALTA 10 - 20 m	MUY ALTA > 20 m
CONTINUIDAD (ISRM) Valor	6	4	2	1	0
RUGOSIDAD (ISRM) Valor	Mur rugosa JRC= 20 6	Rugosa JRC= 14 5	Algo rugosa JRC= 7 3	Lisa JRC = E 1	Pulida JRC = 0 0
RELLENO Y ABERTURA Valor	Junta cerrada y sin relleno 10	seca. Relleno 1mm 8	Abierta Relleno 1 - 5 mm 5	Pared y relleno blando 5 - 10 3	Triturado de Falla >10 mm 0
METEORIZACIÓN de los bordes Valor	Grado 1 sana 4	Grado 2 3	Grado 3 moderado 2	Grado 4 1	Grado 5 completa 0

Fuente: Bieniawski, 2003.

2.9.1.5. Condiciones hidrológicas

El flujo de agua a través de macizos rocosos se produce principalmente por las discontinuidades, es decir, por la permeabilidad secundaria.

El flujo de agua depende de las características topográficas y geológicas del macizo rocoso.

La permeabilidad del macizo rocoso suele ser superior a la de la roca intacta, debido a que el flujo se produce principalmente a lo largo de las discontinuidades, fisuras, canales de disolución, etc.

Según Feijoo (1996) se debe tomar en consideración la influencia del régimen de agua en el macizo rocoso, ya que influye en la estabilidad, siendo recomendable hacer una evaluación cualitativa del estado hidrológico.

En un macizo rocoso diaclasado, el agua tiene mucha influencia en su comportamiento, por lo que el flujo de agua debe estimarse en litros/min, cada 10 m de túnel.

La descripción utilizada es la siguiente:

- Completamente seco.
- Húmedo.
- Agua a presión moderada.
- Agua a presión fuerte.

Todos los parámetros mencionados tendrán que ser evaluados de acuerdo con sus respectivas características y así poder determinar el valor aproximado del RMR.

2.9.1.6. Orientación de las discontinuidades

La orientación de las discontinuidades respecto al eje de la estructura subterránea es un factor de suma importancia para determinar el sostenimiento necesario. La correcta

orientación de las discontinuidades puede hacer que descienda las necesidades de entibación.

Al obtener el subtotal del puntaje de los primeros cinco parámetros, se realizan correcciones debido a la presencia de fracturas o fallas, basándonos en la tabla de evaluación del efecto de orientación de fracturas o fallas.

Se debe considerar la posición geométrica de las fracturas o fallas, es decir, rumbo, dirección de buzamiento y ángulo de buzamiento.

Estas se dividen en tres categorías:

- Rumbo de la fractura o falla perpendicular al eje de excavación.
- Rumbo paralelo al eje de excavación.
- Ángulo de buzamiento menor a 20° independiente del rumbo.

Si en nuestro caso la posición geométrica de las fracturas o fallas corresponde a la primera categoría, tendremos que analizar posteriormente dos nuevas opciones:

- Dirección de buzamiento en sentido de la excavación.
- Dirección de buzamiento en contra de la excavación.

En donde el valor del ángulo de buzamiento determinará la categoría perteneciente del problema. El ángulo de buzamiento puede estar entre 20° y 45° , y entre 45° a 90° .

Si la posición geométrica de las fracturas o fallas se encuentra en la segunda categoría, se tomará en cuenta el ángulo de buzamiento y estableceremos su categoría.

Si el macizo rocoso tiene una fractura o falla con un ángulo menor a 20° se determinará que es desfavorable. (Feijoo, 1996).

La clasificación de Bieniawski con respecto a orientaciones relativas entre las discontinuidades y el eje de la cavidad se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 2.7 Orientaciones relativas entre las juntas y el eje de cavidad.

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL				RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL		BUZAMIENTO 0°-20° (Independiente del rumbo)
DIRECCIÓN SEGÚN BUZAMIENTO		DIRECCIÓN CONTRA BUZAMIENTO		Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	
Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Fuente: Bieniawski, 2003.

Después de haber definido todos los parámetros de la clasificación de Bieniawski, se determinará la categoría del macizo rocoso, el mismo que, se parte de un valor primario de calidad que es igual a la suma de los 5 primeros parámetros.

La siguiente tabla presenta los valores y parámetros de clasificación:

Tabla 2.8 Parámetros de clasificación de Bieniawski y sus valores.

PARAMETROS		ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la roca intacta	Bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para estos valores es preferible la resistencia a compresión simple		
		A compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	VALOR	15	12	7	4	2	1	0	
2	R.Q.D.	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%			
	VALOR	20	17	13	8	3			
3	ESPACIADO DE LAS JUNTAS	>2 m	0,6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm			
	VALOR	20	15	10	8	5			
4	CONDICION DE LAS JUNTAS	Muy rugosas, sin continuidad, cerradas, roca labios sana.	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios ligeramente meteorizada.	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios muy meteorizada.	Espejo o falla o relleno de espesor <5 mm, o juntas abiertas 1-5 mm, juntas continuas.	Relleno blando de espesor >5 mm, o juntas abiertas >5 mm, juntas continuas.			
		VALOR	30	25	20	10	0		
5	AGUA	FLUJO EN CADA 10 m DE TUNEL, o bien	Ninguno	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Relación presión del agua en la junta/tensión principal máxima.	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		CONDICIONES GENERALES	Completamente seco	Manchas de humedad	Muy húmedo.	Goteo.	Flujo de agua.		
		VALOR	15	10	7	4	0		

Fuente: Bieniawski, 2003.

Una vez determinado el efecto de orientación de las fracturas o fallas, que puede ser desde favorable hasta muy desfavorable, se vuelve a corregir según la siguiente tabla de corrección por orientación de fracturas o fallas. Aquí encontraremos algunas alternativas, pero utilizaremos específicamente la opción del túnel.

Tabla 2.9 Corrección por orientación de fracturas o fallas.

Orientación de las fraturas o fallas		Muy Favorable	Favorable	Discreta	Desfavorable	Muy Desfavorable
Puntaje	Túnel	0	-2	-5	-10	-12
	Fundición	0	-2	-7	-15	-25
	Talud	0	-5	-26	-50	-60

Fuente: Feijoo, 1996.

Con este proceso obtendremos un valor, el cual se resta al obtenido del total que corresponde al RMR, todo esto nos indica aspectos importantes como son la estabilidad del macizo y la necesidad de soporte.

En la siguiente tabla, se debe determinar la clase de roca y descripción, con el valor del RMR obtenido anteriormente.

Tabla 2.10 Clasificación Geomecánica CSIR.

RMR	100 a 81	80 a 61	60 a 41	40 a 21	< 20
CLASE No	I	II	III	IV	V
DESCRIPCION	ROCA MUY BUENA	ROCA BUENA	ROCA DISCRETA	ROCA POBRE	ROCA MUY POBRE

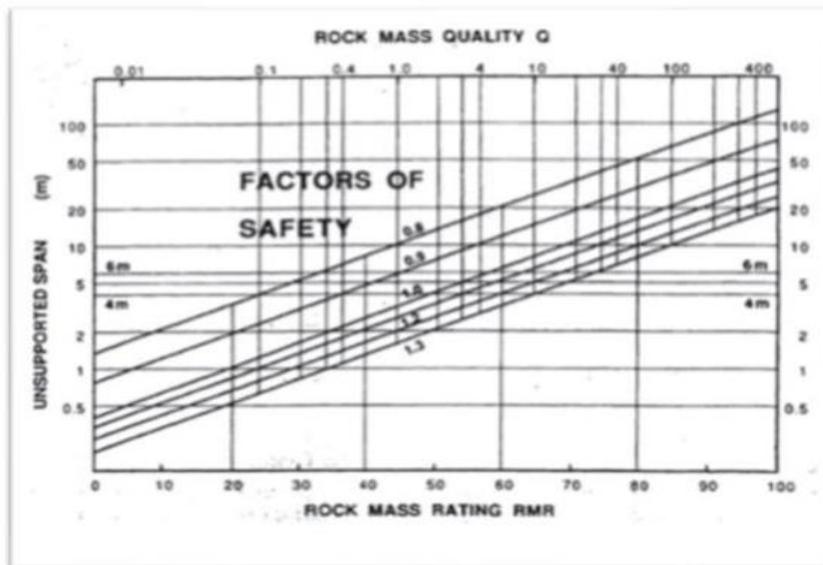
Fuente: Feijoo, 1996.

Con el valor del RMR de la tabla 1.9, determinaremos la clase de roca y su descripción. Feijoo (1996) afirma que con la clase de roca que determinamos, tenemos una serie de datos adicionales sobre el comportamiento del macizo, logrando observar en una serie de

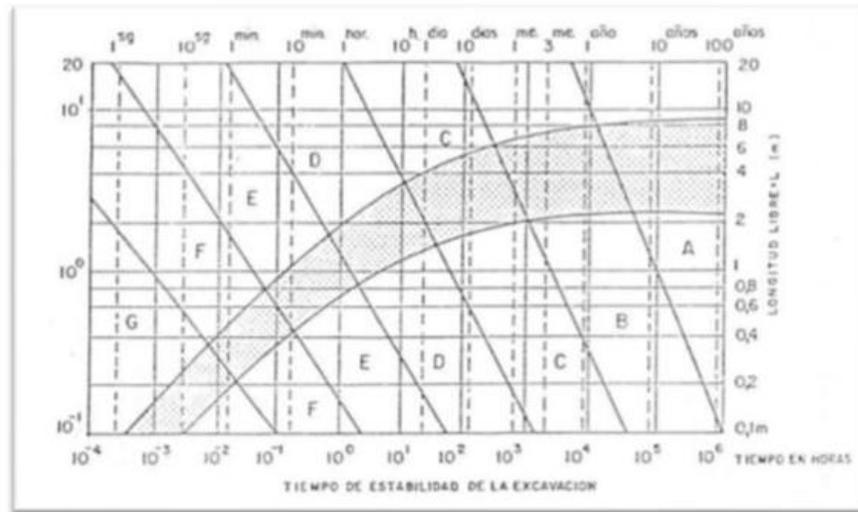
tablas y ábacos del CSIR (Consejo de Investigación Científica e Industrial) el tiempo de auto sostenimiento, cohesión de la roca y el ángulo de fricción.

El siguiente ábaco (Tabla 1.10) nos ayudará para determinar el factor de seguridad, en donde influyen dos parámetros que son: la luz del túnel y el puntaje obtenido del RMR. Como resultado obtendremos valores entre 0.8 y 1.3, significando que si es < 0.8 tendríamos un colapso total de nuestro túnel; y si es > 1.3 , el túnel es auto soportante y no requiere fortificación alguna.

Tabla 2.11 Ábaco de determinación del factor de seguridad.



Fuente: Cuervas J. 2015.

Tabla 2.12 Ábaco de determinación del tiempo de auto sostenimiento.

Fuente: E.T.S.E.C.C.P.B. – U.P.C, 2017.

2.9.2. Índice de calidad Q

La clasificación Q fue desarrollada en 1974 por Barton, Lunde y Lien a partir de la información de numerosos ensayos experimentales en túneles.

Esta clasificación geomecánica logra evaluar parámetros de la geotecnia del macizo rocoso, y lo más importante permite diseñar el sostenimiento para túneles y otras labores subterráneas.

El índice Q varía entre 0,001 y 1000 clasificándose el macizo rocoso como:

- 0,00 y 0,01: Roca excepcionalmente mala.
- 0,01 y 0,1: Roca extremadamente mala.
- 0,1 y 1: Roca muy mala.
- 1 y 4: Roca mala.
- 4 y 10: Roca media.
- 10 y 40: Roca buena.

- 40 y 100: Roca muy buena.
- 100 y 400: Roca extremadamente buena.
- 400 y 1.000: Roca excepcionalmente buena.

Se calcula mediante 6 parámetros geotécnicos.

- **RQD:** Rock Quality Designation

Tabla 2.13 Valoración del RQD.

PARAMETRO	DESCRIPCIÓN	VALOR	OBSERVACIONES
RQD	A.- Muy mal	0 a 25	Cuando RQD se reporta o es medido como menor a 10, se lo otorga un valor nominal de 10.
	B.- Mala	25 a 50	
	C.- Regular	50 a 75	
	D.- Buena	75 a 90	
	E.- Excelente	90 a 100	

Fuente: Portilla, 2015

- **J_n:** Índice de diaclasado

Tabla 2.14 Número de familias de juntas J_n

DESCRIPCIÓN	J _n
- Roca masiva	0,5-1
- Una familia de diaclasas	2
- Una familia y algunas juntas ocasionales	3
- Dos familias	4
- Dos familias y algunas juntas	6
- Tres familias	9
- Tres familias y algunas juntas	12
- Cuatro o más familias, roca muy fracturada, "terrones de azúcar", etc.	15
- Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 J _n y en intersecciones de túneles 3 J _n	

Fuente: Feijoo, 1996.

- **J_r**: Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas

Tabla 2.15 Índice de rugosidad J_r.

DESCRIPCIÓN	J _r
* Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante de menos de 10 cm	
- Juntas discontinuas	4
- Junta rugosa o irregular ondulada	3
- Suave ondulada	2
- Espejo de falla, ondulada	1,5
- Rugosa o irregular, plana	1,5
- Suave plana	1
- Espejo de falla, plana	0,5
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	J _r
- Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de la junta	1
- Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta	1
<p>NOTA: Si el espaciado de la familia de juntas es mayor de 3 m hay que aumentar el J_r en una unidad. Para juntas planas con espejo de falla provisto de lineaciones, si éstas están orientadas en la dirección de mínima resistencia, se puede usar J_r=0,5</p>	

Fuente: Feijoo, 1996.

- **Ja:** Índice de la alteración de las discontinuidades

Tabla 2.16 Meteorización de las juntas.

DESCRIPCIÓN	J_a	φ_r
* Contacto entre las dos caras de la junta.		
- Junta sellada dura, sin reblandecimiento, impermeable, p.ej. cuarzo, paredes sanas.	0,75	
- Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25-30
- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	2	25-30
- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20-25
- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, p.ej. caolinita, mica, clorita, talco, yeso, grafito, etc. y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 ó 2 mm.	4	8-16
*Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento.	J_a	φ_r
- Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25-30
- Rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos, fuertemente sobreconsolidados. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	6	16-24
- Sobreconsolidación media o baja, reblandecimiento; rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	8	12-16
- Rellenos de arcillas expansivas, p.ej. montmorillonita, de espesor continuo de 5 mm. El valor J_a depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ésta ha sufrido un desplazamiento cortante.	J_a	φ_r
- Zonas o bandas de roca desintegrada o roca machacada y arcilla.	6-8 u 8-12	6-24 "
- Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla, sin reblandecimiento.	5	6-24
- Milonitos arcillosos gruesos	10-13 6 13-20	6-24 "

Fuente: Feijoo, 1996.

- **J_w**: Factor de reducción por la presencia de agua

Tabla 2.17 Presencia de agua en las juntas.

DESCRIPCIÓN	J _w	Presión agua kg/cm ²
- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, p.ej. menos de 5 l/min localmente.	1	<1
- Fluencia o presión medias, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0,66	1-2,5
- Fluencia grande o presión alta; considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0,33*	2,5-10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas al dar las pegas, decayendo con el tiempo.	0,1-0,2*	>10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0,05-0,1*	>10
Los valores presentados con el signo * son sólo valores estimativos. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar J _w . Los problemas causados por la formación de hielo no se consideran.		

Fuente: Feijoo, 1996.

- **SRF:** Stress Reduction Factor

Tabla 2.18 Tensiones en la excavación SRF.

DESCRIPCIÓN			
1. Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.	SRF		
A Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).	10		
B Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m).	5		
C Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 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 menor de 50 m).	5		
F Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad mayor de 50 m).	2,5		
G Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).	5		
2. Rocas competentes, problemas de tensiones en las rocas.	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	SRF
H Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	>200	>13	2,5
J Tensiones medias.	200-10	13-0,66	1,0
K Tensiones altas, estructura muy compacta (normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales).	10-5	0,66-0,33	0,5-2,0
L Explosión de roca suave (roca masiva).	5-2,5	0,33-0,16	5-10
M Explosión de roca fuerte (roca masiva).	<2,5	<0,16	10-20
σ_c y σ_t son las resistencias a compresión y tracción, respectivamente, de la roca; σ_1 es la tensión principal máxima que actúa sobre la roca.			
3. Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas.	SRF		
N Presión de flujo suave.	5-10		
O Presión de flujo intensa.	10-20		
4. Rocas expansivas, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.	SRF		
P Presión de expansión suave.	5-10		
R Presión de expansión intensa.	10-20		
- Observaciones al SRF:			
i Reducir los valores del SRF en un 25-50% si las zonas de rotura sólo influyen pero no intersectan a la excavación.			
ii En los casos en que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la anchura del mismo, se sugiere aumentar el SRF de 2,5 a 5 (ver H).			
iii Para campos de tensiones muy anisótropos (si se miden) cuando $5 \leq \sigma_2/\sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c y σ_t a $0,8 \sigma_c$ y $0,8 \sigma_t$; cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reducir σ_c y σ_t a $0,2 \sigma_c$ y $0,6 \sigma_t$, donde σ_3 es la tensión principal mínima que actúa sobre la roca.			

Fuente: Feijoo, 1996.

El índice Q tiene un alto grado de fiabilidad, ya que está basado en un elevado número de casos que comprenden una diversidad de tamaños de túneles, tipos de excavación, profundidades y calidades de macizos rocosos. Se diría que, por definición, el índice Q no presenta el problema de falta de sensibilidad a los parámetros considerados individualmente, ya que estos aparecen como multiplicadores o divisores.

Gutiérrez F. (2017) afirma que, durante casi 20 años, el sistema no se ha modificado, manteniéndose las 38 categorías de sostenimiento propuestas en 1974. En los años 1993 y 1994, el sistema fue revisado con el fin de incorporar la experiencia y los avances tecnológicos.

2.10. Selección del sistema de fortificación según RMR

El sostenimiento en minería subterránea es muy importante, ya que por naturaleza del trabajo toda labor que se hace en el interior de la mina se realiza en espacios vacíos, producto de la rotura de la roca o mineral extraído que luego deben ser estabilizados; para lograr que se mantenga nuevamente estable la zona y en condiciones de trabajarla, la zona debe de redistribuir sus fuerzas, para ello es necesario apoyar inmediatamente con el refuerzo o el sostenimiento adecuado (sistema de fortificación). Por lo cual, es un proceso esencial para proteger de accidentes al personal y al equipo de trabajo.

Algunas consideraciones significativas en la selección de un sistema de sostenimiento son las siguientes:

- Proximidad de las fallas.
- El peso máximo de los bloques del lugar.
- Tamaño y dirección de las fuerzas (presiones) in situ.
- Dislocación o desplazamiento total anticipado.

Es fundamental detectar las zonas que poseen filtración de agua, ya que la presión de estas sobre las fracturas y algunos tipos de arcillas, son parámetros de diseño muy importantes a tomar en cuenta para el sostenimiento de cavidades subterráneas.

En el contexto de identificar sectores que requieran sostenimiento o fortificación, existen diferentes formas de identificar las condiciones peligrosas del terreno. Entre ellas se incluye: revisar si las perforaciones normales y los sondajes tienen deformaciones, si han adoptado una forma ovalada o si se han tapado. Si el piso o caja del túnel se desvían de repente, también es una señal de que hay presiones, por lo que se debe informar igual que cuando hay rocas nuevas caídas en el túnel.

Igualmente se debe tener cuidado con las cuñas, fallas, fracturas y los quiebres que se ubican en el terreno. Estos pueden generar bloques que podrían caer en forma repentina si no se fortifican. También se debe informar si hay cualquier ruido o movimiento extraño en la roca. En aquellas áreas que tienen un alto contenido de cuarzo es normal que la roca “trabaje” y produzca leves chasquidos después de una voladura o cuando se le echa agua. Este tipo de actividad es normal; sin embargo, se debe informar cuando se perciban ruidos intensos en las rocas.

La inspección y tratamiento adecuado del terreno en mal estado es fundamental para prevenir accidentes, pérdidas en la producción o daños en el equipo. Existen diversos indicadores que muestran un aumento de la presión, por lo tanto, se deben revisar en forma constante.

Estos incluyen:

- Los pernos deformados o doblados.
- Los pernos cortados.
- Las maderas quebradas o dobladas.
- La línea del túnel varía o sube.
- La aparición de nuevas fisuras o señales de movimiento reciente sobre todo a lo largo de las cuñas.

- Las mallas que se pandean debido a la gran cantidad de roca suelta que está sobre ella.
- Los ruidos extraños fuertes o muy repetitivos.
- La aparición repentina de rocas nuevas en el túnel o en el área de trabajo.

CAPÍTULO 3

EXPERIMENTACIÓN

3.1. Cálculo del área a fortificar

3.1.1. Análisis de datos y caracterización del macizo rocoso

Las muestras se extrajeron del lugar en donde se propuso el sistema de fortificación. Se determinó un área en donde se procedió a extraer las muestras del techo y la pared del túnel, se escogieron las muestras con el menor grado de fracturación para realizar la experimentación con las mismas.

Las muestras recolectadas, fueron obtenidas con el fin de realizar los ensayos de resistencia a la compresión simple en el laboratorio de la Escuela de Ingeniería Civil perteneciente a la Facultad de Ciencia y Tecnología de la Universidad del Azuay.

Después de haber experimentado con todas las muestras, los resultados obtenidos fueron los siguientes:

Tabla 3.1 Resultados de las muestras sometidas a Compresión Simple.

MUESTRA N.º	FUERZA (kN)	DIMENSIONES (cm)	Área (cm²)	RCS (MPa)
1	21.012	5 x 4.9	24.5	8.5763
2	24.090	5 x 4.7	23.5	10.2511
3	26.392	4.8 x 4.8	23.04	11.4548
4	69.559	4.7 x 4.7	22.09	31.4889
5	22.618	4.8 x 4.7	22.56	10.0257
6	29.726	4.9 x 5	24.5	12.1330
7	30.675	4.9 x 5	24.5	12.5204
8	51.490	4.8 x 4.6	22.08	23.3197
TOTAL				119.7699
PROMEDIO				14.9712

Fuente: Elaboración propia.

Al haber obtenido el valor de 14.9712 MPa como valor promedio de los ensayos de resistencia a la compresión simple, se procede a determinar el valor del índice de calidad de la roca (RQD), para ello se deben realizar diferentes muestreos dentro del área de estudio, y en cada punto se medirán las familias de fracturas que se encuentran a cada metro.

Para obtener el valor del RQD, se tiene que aplicar la siguiente fórmula:

$$\mathbf{RQD} = 100 - (\mathbf{N}^{\circ} \text{ fracturas halladas en un metro} \times 4).$$

Tabla 3.2 Valores del RQD de Deere.

MUESTRA N.º	N.º DE FRACTURAS	RQD (%)
1	6	76
2	5	80
3	6	76
4	4	84
5	7	72
6	7	72
7	6	76
8	5	80
9	8	68
10	6	76
11	7	72
12	5	80
13	5	80
14	8	68
15	7	72
PROMEDIO		75.47

Fuente: Elaboración propia.

Luego de haber realizado el cálculo del RQD con las muestras que fueron recolectadas en el área de estudio, se obtuvo el valor promedio de 75.47%, el cual determina la calidad de la roca, considerándola como roca buena. (Tabla 2.13).

3.1.2. Espaciamiento de las discontinuidades

Para la evaluación de este punto fue necesario tomar las medidas por medio de un flexómetro, la distancia que existe entre la separación entre junta y junta para luego de

todos los valores obtenidos determinar el promedio. Los datos obtenidos fueron los siguientes:

Tabla 3.3 Espaciamiento entre discontinuidades

N.º de Fractura	Distancia	
1	19	cm
2	18	cm
3	18	cm
4	24	cm
5	9	cm
6	16	cm
7	22	cm
8	15	cm
9	23	cm
10	26	cm
11	32	cm
12	21	cm
13	15	cm
14	22	cm
15	14	cm
16	18	cm
17	16	cm
18	16	cm
19	19	cm
20	36	cm
21	34	cm
22	21	cm
23	12	cm
24	15	cm
25	23	cm
26	9	cm
27	13	cm
28	22	cm
29	16	cm
30	7	cm

31	9	cm
32	11	cm
33	26	cm
34	15	cm
35	18	cm
36	16	cm
37	9	cm
38	24	cm
39	21	cm
40	28	cm
41	11	cm
42	10	cm
43	6	cm
44	21	cm
45	16	cm
46	7	cm
47	16	cm
48	28	cm
49	13	cm
50	15	cm
51	17	cm
52	16	cm
53	9	cm
54	25	cm
55	14	cm
56	6	cm
57	15	cm
58	8	cm
59	26	cm
60	21	cm

61	23	cm
62	12	cm
63	8	cm
64	19	cm
65	8	cm
66	16	cm
67	23	cm
68	19	cm
69	8	cm
70	14	cm
71	8	cm
72	11	cm
73	16	cm
74	22	cm
75	13	cm
76	22	cm
77	11	cm
78	6	cm
79	28	cm
80	15	cm
81	16	cm
82	22	cm
83	21	cm
84	15	cm
85	24	cm
86	13	cm
87	6	cm
88	9	cm
89	10	cm
90	26	cm

Fuente: Elaboración propia.

Promedio = 16.87 cm

3.1.3. Condiciones de las discontinuidades

En este punto se analiza cada una de las discontinuidades tomando en cuenta la separación de las juntas, su continuidad, su rugosidad, condición mecánica de las caras y si existe o no la presencia de material de relleno entre las discontinuidades.

Obteniendo los siguientes resultados:

- La separación de las aberturas va de 1 mm a 5 mm.
- Superficies de caras duras y resbalosas.
- Las diaclasas en su gran mayoría son de forma continua.

3.1.4. Parámetros de clasificación y puntajes correspondientes

Con base en los resultados que se obtuvieron de los parámetros procedemos a detallar una tabla para obtener su puntaje y sumar cada uno de los datos.

Tabla 3.4 Parámetros de clasificación

PARÁMETROS			ESCALA DE VALORES						
1	RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Bajo carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Para estos valores es preferible la resistencia a compresión simple		
		A compresión simple	> 200 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	R.Q.D		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Valor		20	17	13	8	3		
3	ESPACIADO DE LAS JUNTAS		> 2 m	0,6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Valor		20	15	10	8	5		
4	CONDICIÓN DE LAS JUNTAS		Muy rugosas, sin continuidad, cerradas, roca labios sana.	Ligeramente rugosa separación > 1 mm, roca labios ligeramente meteorizada.	Ligeramente rugosa separación > 1 mm, roca labios muy meteorizada.	Espejo o falla o relleno de espesor < 5 mm, o juntas abiertas 1 - 5 mm, juntas continuas.	Relleno blando de espesor > 5 mm, o juntas abiertas > 5 mm, juntas continuas.		
	Valor		30	25	20	10	0		
5	AGUA	Flujo en cada 10 m de túnel, o bien	Ninguno	< 10 l/min	10 - 25 l/min	25 - 125 l/min	> 125 l/min		
		Relación presión del agua en la junta / tensión principal máxima	0	< 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
		Condiciones generales	Completamente seco	Manchas de humedad	Muy húmedo	Goteo	Flujo de agua		
Valor		15	10	7	4	0			
6	CORRECCIÓN DE LAS JUNTAS		Muy favorable	Favorable	Discreta	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Valor		0	-2	-5	-10	-12		

Fuente: Feijoo, 1997

3.1.5. Determinación de RMR

Con el total obtenido se procede a ubicar en la tabla para determinar a qué rango pertenece cada valor obtenido dando como resultado roca de clase número tres lo que le confiere el estado de roca discreta.

Tabla 3.5 Determinación de RMR

RMR	100 a 81	80 a 61	60 a 41	40 a 21	< 20
CLASE No	I	II	III	IV	V
DESCRIPCIÓN	Roca muy buena	Roca buena	Roca discreta	Roca pobre	Roca muy pobre

Fuente: Feijoo, 1997

3.1.6. Determinación de tipo de soporte requerido

Tabla 3.6 Determinación del tipo de soporte

Clase de macizo rocoso	ADEME		
	Pernos (diámetro. 20 mm)	Hormigón Lanzado	Marcos de Acero
RMR: 81-100	No necesita ademe excepto algunos pernos para refuerzo local	No	No
RMR: 61-80	Pernos locales en el techo de 3 m de largo y espaciamiento de 2.5 m con malla ocasional	50 mm en el techo donde fuera necesario	No
RMR: 41-60	Pernos sistemáticos de 4 m de largo de largo, espaciamiento de 1.5 a 2 m en el techo y las paredes con malla en el techo	50-100 mm en el techo, 30 mm en las paredes	No
RMR: 21-40	Pernos sistemáticos de 4 a 5 m de largo, espaciamiento de 1 a 1.5 a 2 m en el techo y las paredes con malla	100-150 mm en el techo y 100 mm en las paredes	Marcos ligeros separados 1.5 m, donde haga falta
RMR: 0-20	Pernos sistemáticos de 5 a 6 m de largo, espaciamiento de 1 a 1.5 m en el techo y las paredes con malla	150 – 200 mm en el techo, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente.	Marcos medianos a pesados espaciamiento de 0.75 m con estacas y jaula de ardilla.

Fuente: Feijoo, 1997

CAPÍTULO 4

ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1. Diagrama del túnel

A continuación, se mostrará un diagrama con la vista frontal del túnel:



Figura 4.1 Vista frontal del túnel, nivel L.

Fuente: Elaboración propia.

4.2. Tipo de fortificación a implementar en el túnel

En base a lo determinado y estudiado en este trabajo de titulación, el cual consiste en una propuesta de mejora en la fortificación de la mina nivel L de la concesión minera “TRES REYES”, se logró establecer por medio de los tipos de fortificación (Ver Tabla 3.6.), tipo y tasa de roca y análisis geomecánico de Bieniawski 1979, que el método más viable a ocupar según el tipo y tasa de roca (discreta 60 - 41) será: una fortificación con apernado sistemático en techo y paredes, cada 1,5 – 2 ,m malla en techo, 50 a 100 mm de espesor en techo; 30 mm espesor en cajas, no siendo necesario la aplicación de marcos de acero.

Pero debido al costo elevado de la fortificación con apernado sistemático y a la geometría de la excavación se realizará la fortificación a través de marcos de madera los cuales se instalan en poco tiempo y son económicos, siendo muy favorables ya que es un sistema de bajo costo, y con instalación en un periodo corto de tiempo. Esto permite crear un ambiente seguro de trabajo para el personal de la mina, con el fin de aumentar la producción y evitar exponerlos a los peligros inherentes asociados a la actividad de excavación.

4.3. Diseño de la fortificación

En el tramo del túnel analizado, en donde existe una luz de 2.05 metros y una altura de 2.20 metros, tenemos lo siguiente:

Para las bases laterales de los marcos de madera se utilizarán vigas de eucalipto, las cuales tienen una gran duración en seco, y una resistencia a la compresión simple suficiente para el tramo del túnel que será fortificado. Será necesario excavar alrededor de 20 cm en las zonas laterales para acondicionar las bases de apoyo a los postes.

Se realizará una fortificación puntual en las partes laterales, ubicando dos tirantes en cada lado, con el fin de poder ubicar tablonés durante el avance de la fortificación.

Los tirantes serán de tablonés de 10 cm de ancho, y tendrán una distancia de más o menos 50 cm hasta empotrarse con el macizo rocoso.

Los marcos de madera base, se encontrarán cada 3 metros, con el fin de nuevamente repetir el proceso y poder obtener una mayor estabilidad del macizo rocoso.

En las partes superiores y laterales se ubican tablonés rectangulares de eucalipto de 5 cm de espesor, 25 cm de ancho, y 3 metros de largo.

Se utilizarán empotramientos en las paredes de roca, y también empotramiento con pernos entre uniones de las vigas de base y tablonés de avance de fortificación.

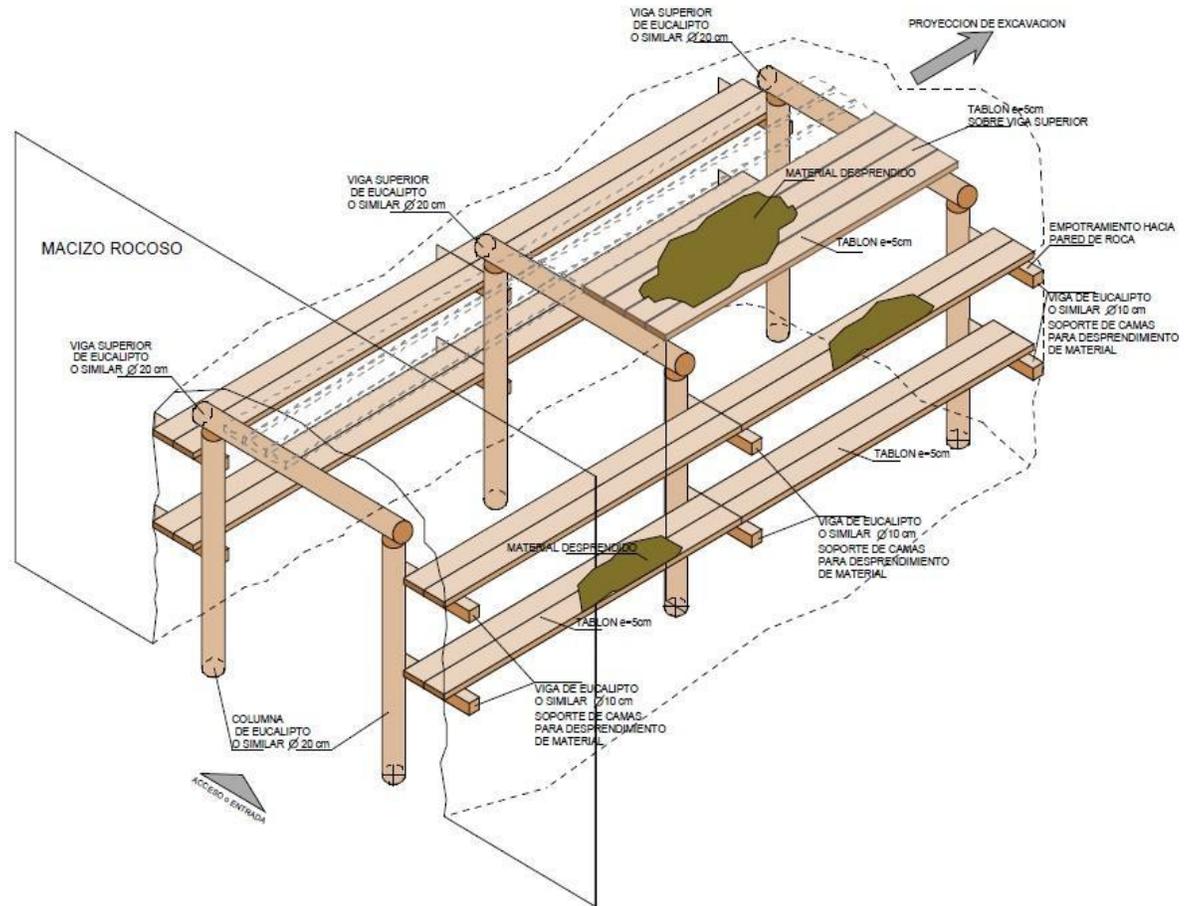


Figura 4.2 Axonometría del diseño de fortificación.

Autor: Francis Noguera Flores, 2021

4.4. Costo de fortificación

El análisis económico se ha presentado con el fin de planificar una fortificación de 18 metros, tomando en cuenta todos los factores que se necesitan para realizar una adecuada fortificación.

La siguiente tabla detalla el costo de fortificación por cada 3 metros de avance:

Tabla 4.1 Análisis Económico por cada 3 metros de avance.

MATERIALES	PRECIO (\$)	CANTIDAD	TOTAL (\$)
Viga para sostenimiento de 20 cm de diámetro	\$28	3	\$84
Viga para empotramiento a la pared de roca de 10 cm de diámetro	\$13	4	\$52
Tablones de avance rectangulares de dimensiones 3m x 20cm x 5cm	\$15	16	\$240
Materiales adicionales	\$10	1	\$10
TOTAL			\$386

Fuente: Elaboración propia

Por cada 3 metros de avance se necesita \$386 para avanzar en la fortificación, entonces, para los 18 metros planificados el resultado sería el siguiente:

Tabla 4.2 Planificación económica para la fortificación del tramo del túnel.

FORTIFICACIÓN PLANIFICADA 18 METROS	CANTIDAD	PRECIO
\$386 por avance de 3 metros	6	\$ 2316
Última estructura de sostenimiento	1	\$ 146
TOTAL		\$ 2462

Fuente: Elaboración propia

No hay que olvidarse de la última estructura de sostenimiento con sus vigas la cual tiene un costo de \$146, que, al sumarle al valor total de la fortificación, nos da un valor de \$2462.

Esta fortificación brindará seguridad al personal de la mina, y creará un ambiente de trabajo mucho más tranquilo, con el fin de evitar accidentes, preocupaciones y problemas en el interior de la mina.

4.5. Beneficios del método de fortificación

- Mantener las labores seguras y con una sección y dimensiones suficientes para la circulación del personal, equipos, aire.
- Mantener la cohesión de los terrenos.
- Evitar la caída de rocas desde el techo de las galerías o de sus cajas o costados.
- Cubrir o reforzar el entorno de una labor subterránea, mediante algún elemento de sustento, tales como marcos, mallas, pernos, shotcrete, o una combinación de estos elementos.
- Impedir el desmoronamiento de material fracturado.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

Los principales accidentes en las labores mineras subterráneas son la caída de rocas desde el techo de las galerías o de sus cajas o costados. Puesto que, al construir túneles se extrae un volumen de masa rocosa que provoca cambios en las condiciones naturales de equilibrio.

Por lo tanto, en la actualidad para resguardar la seguridad y la integridad física de los trabajadores, además de los equipos e infraestructuras, es esencial evitar cualquier tipo de derrumbes durante la faena, en este caso de las labores subterráneas de la concesión minera “TRES REYES” en su nivel L; por lo que es necesario una fortificación adecuada que permita movilizar y conservar el esfuerzo o resistencia inherente a la masa rocosa para que se auto soporte.

Durante el trabajo de tesis, que ha estado orientado a efectuar una propuesta de mejora en fortificación de una pequeña labor minera, se ha logrado reconocer diversos conceptos asociados a los desprendimientos de rocas, la identificación de los principales métodos de fortificación, además de las condiciones para evaluar el comportamiento de la labor minera subterránea.

Para poder proponer y llevar a cabo esta propuesta de fortificación, la parte teórica constituyó una parte importante de esta investigación, también se realizó un análisis geomecánico, que tuvo como objeto evaluar el tipo de roca con el cual se trabajó y este objetivo se cumplió, ya que, gracias al análisis realizado, se logró establecer como resultado un RMR de 60, arrojando que la calidad del macizo rocoso es discreta.

Para llegar a este resultado, se debió realizar un análisis de campo ya que fue absolutamente necesario extraer algunas muestras para la toma de datos, luego de aquello se procedió a analizar los tramos de la labor, cada uno sujetos a parámetros y rangos, los cuales se dividían en resistencia a la compresión, RQD, espaciado, estado de las discontinuidades y presencia de agua. Por ello, una vez analizado el tramo del túnel, se debió calcular el RMR final de cada uno, lo cual reflejó el tipo de roca y la calidad de la

labor. En última instancia, se determinó el diagrama del túnel calculando el área a fortificar.

En definitiva, se estableció que el método de fortificación más apropiado son los marcos de madera, esto luego de analizar posibles sistemas de fortificación que podrían ser utilizados en el nivel L de la concesión minera “TRES REYES”, en donde se tuvieron en cuenta factores importantes como: tiempo de fortificación, evaluación económica y evaluación estructural del macizo rocoso en la zona de estudio, todo esto para llegar a una propuesta tecnificada y aprovechando los recursos de la zona.

Se realizó el diseño y la propuesta del sistema de sostenimiento que se ajusta al tramo del túnel de la zona de estudio, luego de estudiar y analizar la roca, siendo necesario un sostenimiento pasivo, el cual estará constituido por la implementación de vigas de eucalipto, fortificación puntual en las paredes laterales ubicando dos tirantes de tablonés de 10 cm de ancho a cada lado, los marcos de madera se ubicarán cada 3 metros y en las partes superiores como laterales se ubicarán tablonés rectangulares de eucalipto de 5 cm de espesor, 25 cm de ancho y 3 m de largo.

El costo de la fortificación con marcos de madera es de \$2462, siendo un valor económico viable para los 18 metros del tramo del túnel.

Recomendaciones

Al momento de fundamentar teóricamente las variables de estudio, es necesario que la información recabada sea de origen primario desde fuentes totalmente confiables; por lo cual se recomienda que toda información sea extraída de documentos de índole académica o indexados.

Se debe usar siempre todos los equipos de protección personal, con el fin de evitar accidentes en el interior de la mina.

Para los ensayos de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca, se deben obtener muestras frescas recién extraídas de la zona de estudio.

Verificar los valores de la resistencia a la compresión uniaxial de las muestras estudiadas, realizando siempre los análisis en laboratorios de confianza y certificados, con el fin de obtener resultados óptimos.

Realizar de manera permanente un análisis del macizo rocoso, para conocer más a detalle la estabilidad de éste y así poder realizar un correcto diseño del sistema de fortificación.

La labor minera debe implementar un mecanismo de control, supervisión y seguimiento de los procesos de fortificación, con el fin de evitar un alto consumo de recursos económicos y de personal de trabajo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Agencia de Regulación y Control Minero (ARCOM). (2020). *Instructivo para caracterización de maquinarias y equipos con capacidad limitada de carga y producción para la minería artesanal*. Resolución Nro.001-INS-DIR-ARCOM-2013. Quito, Ecuador.
- Agudelo D. (2012). *Influencia de los procesos de meteorización en la estructura del suelo y la estabilidad de taludes*. Bogotá, Colombia.
- Bieniawski Z.T. (2003). New tendencies in rock mass characterization. *Jornada técnica sobre "Aspectos relevantes en la caracterización de un macizo rocoso"*. Madrid
- E.T.S.E.C.C.P.B UNIVERSITAT POLITECNICA DE CATALUNYA. (2015). *Procesos de obtención del índice RQD*. Editorial Ports Catalunya. Barcelona
- Feijoo P. (1996). *Manual de Mecánica de Rocas y Estabilidad de Taludes y Túneles*. Cuenca, Universidad del Azuay.
- Flores, X. (2021). *Propuesta del sistema de fortificación a emplear en el tramo H-11 del túnel de la concesión "Bomba de Pacchapamba" Portovelo-El Oro*.
Obtenido de <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/10623/1/16211.pdf>
- Gobierno de Chile. (2017). *slideshare*. Obtenido de Fortificación de Minas :
<https://es.slideshare.net/exay40/4-fortificacin-de-minas>
- Huanaco, D. (2014). *slideshare*. Obtenido de Sostenimiento en minería subterránea:
<https://es.slideshare.net/DavidHuancoAcero/sostenimiento-en-mineria-subterranea-2>
- Jiménez, J. d. (2011). *Influencia de la humedad de la madera en la evaluación de las propiedades mecánicas del pino silvestre mediante técnicas no destructivas*. Madrid. (en línea),
<http://oa.upm.es/36492/1/PFC_JAIME_DE_LA_MATA_JIMENEZ.pdf>.
Consulta: 10 de 05 de 2018
- Martínez, J. (2019). Apuntes curso fortificación de minas. Obtenido de slideshare:
<https://es.slideshare.net/JorgeMartinez412/apuntes-curso-fortificacion-de-minas>.

- Ministerio de Minería. (2018). *Guía de operación para pequeña minería*. Obtenido de <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/10/G5FortificacionAcunadura.pdf>
- Minera, F. (13 de 06 de 2016). *Fortificación minera*. (en línea), <http://fortificacionminera.blogspot.com/>, Consulta: 27 de 07 de 2018.
- Putzmeister. (2015). *Best support*. Obtenido de Fortificación : <https://bestsupportunderground.com/que-es-el-shotcrete/>
- Minería Futura, S.A. (2017).,(en línea), <http://www.minerhafutura.com/servicios/servicios-mineros/fortificacion-detunel>, Consulta: 27 de 07 de 2018.
- PRODEMINCA. (2000). *Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador*. Vol 4. Quito: UCP PRODEMINCA.
- Sernageomin, *Guía N° 5 de Operación para la Pequeña Minería* [en línea] En: <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/10/G5FortificacionAcunadura.pdf> [consulta: febrero 2020]
- Seguridad minera (2012). *Características de los pernos de roca*. Obtenido de: <http://www.dspace.uce.edu.ec/bitstream/25000/861/1/T-UCE-0010-200.pdf>
- Villalobos, C., & Toro, M. (2020). *Propuesta de mejora en la fortificación en mina Cerro Negro*. Obtenido de <https://repositorio.usm.cl/bitstream/handle/11673/49816/3560901069050UTFSM.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

ANEXOS



Anexo 1: Nivel L de la concesión minera “TRES REYES”



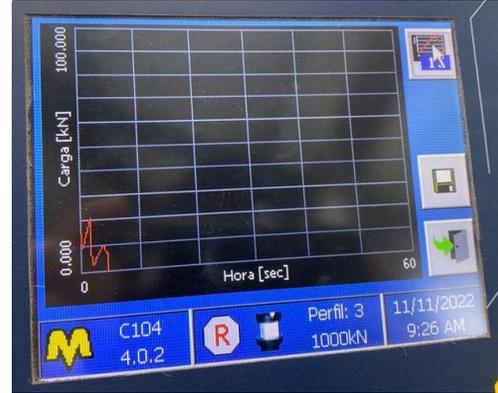
Anexo 2: Tramo del túnel estudiado



Anexo 3: Fortificación por mejorar

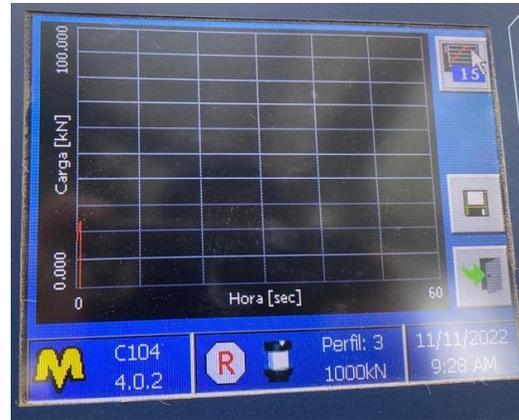


Anexo 4: Equipos para prueba de laboratorio



Anexo 5: Muestra N.º 1

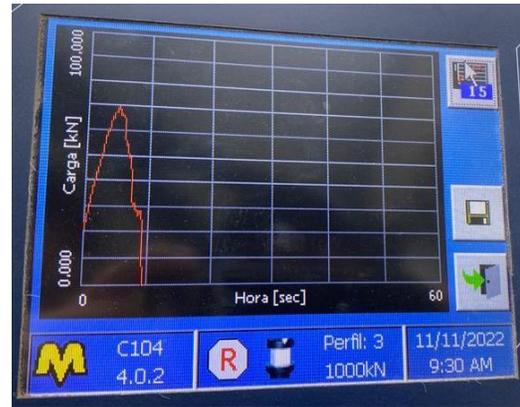
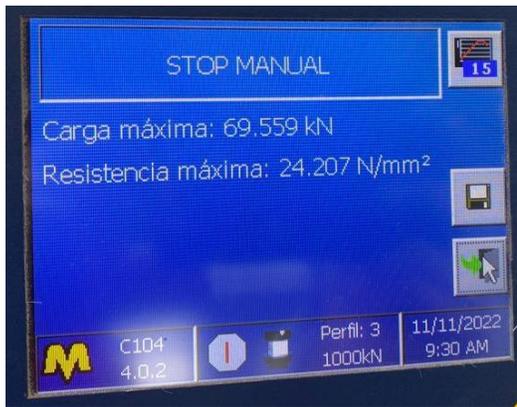




Anexo 6: Muestra N.º 2

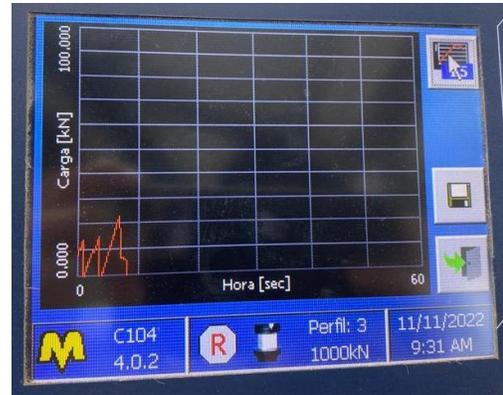
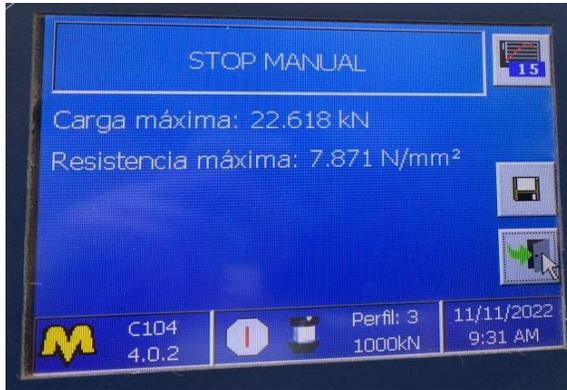


Anexo 7: Muestra N.º 3

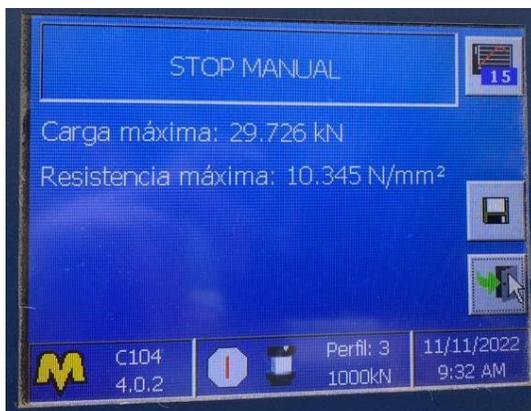


Anexo 8: Muestra N.º 4

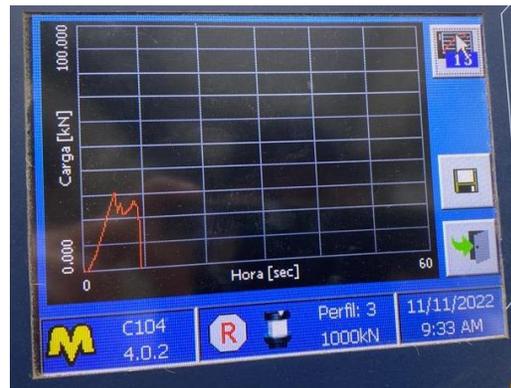




Anexo 9: Muestra N.º 5

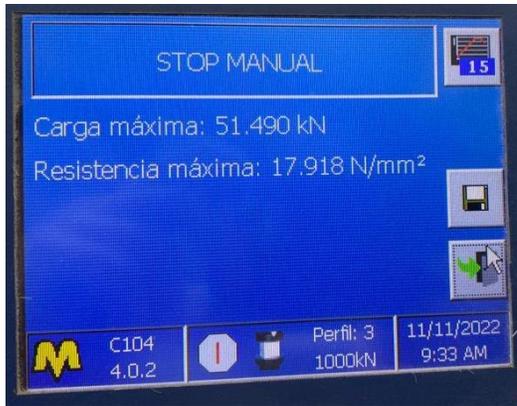


Anexo 10: Muestra N.º 6



Anexo 11: Muestra N.º 7





Anexo 12: Muestra N.º 8



Anexo 13: Muestras preparadas para someter a ensayo de RCS.