



**UNIVERSIDAD
DEL AZUAY**

UNIVERSIDAD DEL AZUAY

FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

“Diseño de fortificación para una galería principal, caso práctico”

Trabajo de graduación previo a la obtención del grado académico de:

INGENIERO EN MINAS

Autores:

CHRISTOPHER PEDRO TINOCO BLACIO

JUAN PABLO SARI YUNGA

Director:

ING. ERNESTO PATRICIO FEIJOO CALLE

CUENCA, ECUADOR

2026

Christopher Pedro Tinoco Blacio

Juan Pablo Sari Yunga

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Mayo, 2026

“Diseño de fortificación para una galería principal, caso práctico”

DEDICATORIA

Esta tesis la dedico a Dios mi Padre, quien supo guiarme por un buen camino, por darme la fuerza y sabiduría para seguir adelante y no desfallecer ante los problemas que se presentaban. 1 crónicas 29:11: Tuyo son, Señor, la grandeza y el poder, la gloria, la victoria y la majestad. Tuyo es todo cuanto hay en el cielo y en la tierra. Tuyo también es el reino y estás por encima de todo.

Este proyecto es el resultado del esfuerzo conjunto de todos los que me motivaron día a día para obtener el éxito, por lo tanto, también dedico este trabajo a mis padres Miguel y Piedad “Pilar fundamental”, a mi hermana Adriana por su apoyo incondicional, formamos una alianza indestructible, una complicidad que va más allá de la consanguinidad. A mi hermano Cristhian quien compartió estos años de estudio y la cual tuve experiencias inolvidables, mi camarada incondicional con quien compartí noches de desvelo, el testigo silencioso de mis esfuerzos y frustraciones.

También quiero dedicarle este logro a la familia Loyola Ávila, mi “segunda familia” quienes me dieron un hogar, un refugio de calidez y aceptación, un espacio donde siempre me sentí valorado y querido. Su generosidad, apoyo incondicional, sus oraciones y el amor con el que me arroparon fueron vitales para mi desarrollo personal. Parte de esta victoria se la dedico a mi tía Rosa, mi segunda madre y la verdadera matriarca de mi crianza, siendo mi faro de guía constante, la figura materna incondicional que me dio amor, disciplina y las herramientas para forjar mi camino. Su sacrificio y dedicación son la base de quien soy hoy.

Juan Pablo Sari Yunga

Este trabajo está dedicado principalmente a mi familia, quienes han sido mi mayor apoyo a lo largo de mi vida. A mi padre Cristo por enseñarme sus conocimientos y al duro trabajo de la minería desde pequeño, a mi madre Bella por su inspiración, sacrificio y valentía que me enseñaron a nunca darme por vencido, y a mis hermanas, Ivanovna y Fergie por estar siempre conmigo en los momentos más difíciles.

También reconozco el gran aporte de mis docentes, cuya dedicación y disciplina han enriquecido mi aprendizaje junto a mi experiencia.

A todos ustedes, les agradezco por su apoyo y carisma, Este logro sin ustedes nunca funcionaria, Muchas gracias.

Christopher Tinoco Blacio.

AGRADECIMIENTOS

Queremos expresar nuestra más sincera gratitud a todas las personas que nos han apoyado y guiado a lo largo de nuestra carrera universitaria, tanto profesores, amigos y padres.

A la Universidad del Azuay que nos abrió las puertas y haber brindado las herramientas necesarias para forjar nuestro futuro y convertir los sueños en realidades tangibles, forjar nuestras mentes críticas y bases para una vida llena de oportunidades de crecimiento personal.

Nuestra gratitud se extiende al director de nuestra tesis, el Ingeniero Patricio Feijoo cuya invaluable guía, paciencia y conocimiento fueron fundamentales para la culminación de esta investigación.

Christopher Pedro Tinoco Blacio, Juan Pablo Sari Yunga

RESUMEN

El siguiente trabajo está enfocado en un caso práctico que tiene como objetivo encontrar un sistema de fortificación para una galería principal de una mina subterránea ubicada en el cantón Zaruma, Ecuador. El estudio parte de la necesidad de garantizar la estabilidad estructural del macizo rocoso para mejorar la seguridad del personal y de la producción.

Por ende, se realizó un estudio técnico para conocer la geotécnica del macizo rocoso, aplicando un sistema de clasificación conocido como Rock Mass Rating (RMR) que evalúa parámetros geomecánicos de la zona.

Con ayuda de los resultados se procedió a seleccionar y diseñar un sistema de fortificación óptimo, como conclusión se obtuvo la utilización métodos activos con pernos y cables o métodos pasivos como mallas, marcos o combinados como un shotcrete con refuerzo.

Palabras clave: fortificación, galería, seguridad, RQD, RMR, macizo rocoso, factor de seguridad, diseño.

ABSTRAC

This work focuses on a practical case study aimed at finding a support system for a main gallery of an underground mine located in the Zaruma canton, Ecuador. The study stems from the need to guarantee the structural stability of the rock mass to improve the safety of personnel and production.

Therefore, a technical study is conducted to determine the geotechnical properties of the rock mass, applying a classification system known as Rock Mass Rating (RMR), which evaluates the geomechanics parameters of the area.

Using the results, an optimal reinforcement system will be selected and designed, including active methods such as bolts and cables, passive methods such as mesh, frames, or combined methods such as reinforced shotcrete.

Keywords: support system, gallery, safety, RQD, RMR, rock mass, safety factor, design.

INDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS	v
RESUMEN	vi
Introducción	1
CAPITULO 1	2
MARCO TEÓRICO	2
1.1. Antecedentes	2
1.2. Geología local	3
1.3. Principales causas de inestabilidad en macizos rocosos	4
1.4. Fallas Geológicas	5
1.5. Pliegues	6
1.6. Diaclasas	6
1.7. Sistema Rock Mass Rating (RMR)	7
1.8. Resistencia a la comprensión simple (RCS)	7
1.9. RQD (Rock Quality Designation)	8
1.10. Espaciado entre discontinuidades	8
1.11. Estado de discontinuidades	9
1.12. Orientación de las discontinuidades	9
1.13. Condiciones hidrológicas	9
1.14. Fortificación en minera	10
<i>1.14.1. Clasificación de la fortificación</i>	10

1.14.2.	<i>Tipos de fortificación con madera</i>	11
1.14.3.	<i>Fortificación con cables</i>	12
1.14.4.	<i>Pernos de anclaje o bulones</i>	12
1.14.5.	<i>Malla de refuerzo</i>	12
1.14.6.	<i>Marcos metálicos</i>	12
1.14.7.	<i>Hormigón lanzado</i>	13
CAPÍTULO 2		14
DESARROLLO DEL DISEÑO		14
2.1.	Levantamiento de la información	14
2.1.1.	<i>Ubicación del área de estudio</i>	14
2.1.2.	<i>Instrumentos y herramientas a utilizar</i>	14
2.1.3.	<i>Procedimiento de medición</i>	15
2.2.	Procesamiento de datos	16
2.2.1.	<i>Cálculo del RQD</i>	16
2.2.2.	<i>Determinación del RMR</i>	18
2.2.3.	<i>Factor de seguridad</i>	26
2.3.	Diseño de fortificación	27
2.3.1.	<i>Criterios de diseño</i>	27
2.3.2.	<i>Normas aplicables</i>	30
2.3.3.	<i>Modelamiento y procesamiento de datos</i>	32
2.4.	Evaluación económica	33
2.4.1.	<i>Identificación de ítems de trabajo</i>	34
2.4.2.	<i>Gestión de la productividad</i>	46

CAPÍTULO 3	52
UBICACIÓN Y TOPOGRAFÍA DE LA ZONA DE ESTUDIO	52
3.1. Ubicación de la mina	52
3.2. Ubicación de la zona de estudio	53
3.3. Topografía	54
3.4. Resultados de la geomecánica del macizo rocoso por RQD%	55
3.4.1. Método por metro lineal	55
3.4.2. Método por metro cubico	57
3.4.3. Valoración del macizo rocoso por RQD	59
3.5. Resultados de la geomecánica del macizo rocoso por RMR	60
3.5.1. Ensayo de resistencia a la compresión simple	60
3.5.2. RQD%	61
3.5.3. Separación entre diaclasas	61
3.5.4. Estado de las discontinuidades	62
3.5.5. Agua freática	63
3.5.6. Orientación de las discontinuidades	63
3.5.7. Valoración final	64
3.5.8. Determinación de RMR	65
3.5.9. Determinación de tipo de soporte requerido	66
3.6. Diseño final de la fortificación	66
3.6.1. Parámetros	66
3.6.2. Propuesta 1	68
3.6.3. Propuesta 2 – Marcos de acero	71

3.7. Factor de seguridad de la galería en Unwedge.....	75
3.8 <i>Inventario para la fortificación</i>	78
CAPITULO 4	80
ANALISIS DE RESULTADOS	80
4.1. Costos de fortificación	80
4.1.1. <i>Propuesta 1</i>	80
4.1.2. <i>Propuesta 2</i>	81
4.2. Beneficios de cada propuesta	82
4.2.1. <i>Propuesta 1</i>	82
4.2.2. <i>Propuesta 2</i>	82
4.3. Comparación de las propuestas	82
CONCLUSIONES	85
RECOMENDACIONES	87
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	89
ANEXOS	93

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 <i>Coordenadas UTM 17M del campamento minero.....</i>	53
Tabla 2 <i>Coordenadas del tramo.....</i>	53
Tabla 3 <i>Fracturas con espaciamiento.....</i>	55
Tabla 4 <i>Fracturas eje x,y y z.....</i>	57
Tabla 5 <i>Valoración final del RQD por los 2 métodos utilizados.....</i>	59
Tabla 6 <i>Resultados de las muestras sometidas a comprensión simple.....</i>	60
Tabla 7 <i>Espaciamiento entre discontinuidades.....</i>	61
Tabla 8 <i>Estado de las discontinuidades.....</i>	63
Tabla 9 <i>Buzamiento de las discontinuidades.....</i>	63
Tabla 10 <i>Inventario de materiales – Propuesta 1.....</i>	78
Tabla 11 <i>Inventario de materiales – Propuesta 2.....</i>	79
Tabla 12 <i>Costo - Propuesta 1.....</i>	80
Tabla 13 <i>Costo - propuesta 2.....</i>	81

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Mapa geológico Zaruma-Portovelo	4
Figura 2 Calidad del macizo rocoso por RDQ%.....	18
Figura 3 Parámetros para el cálculo RMR.....	19
Figura 4 Valoración de la resistencia de la roca.....	20
Figura 5 Valoración para el RQD	21
Figura 6 Valoración de la separación de Diaclasas.....	21
Figura 7 Valoración para el estado de las Discontinuidades	23
Figura 8 Valoración de agua freática.....	24
Figura 9 Valoración de la dirección de la Diaclasas	25
Figura 10 Calidad del macizo rocoso	25
Figura 11 Abaco de determinación del factor de seguridad.....	26
Figura 12 Ábaco de determinación del tiempo de auto sostenimiento.....	27
Figura 13 Trabajo de un jumbo de perforación.....	35
Figura 14 Clasificación de pernos	36
Figura 15 Disposición de pernos en caso de cuñas	37
Figura 16 Disposición de pernos en caso de vigas	37
Figura 17 Disposición de pernos en caso de caída de columnas.....	38
Figura 18 Aplicación de shotcrete vía seca	41
Figura 19 Aplicación de shotcrete vía húmeda.....	42
Figura 20 Estimación de materiales necesarios por metro cúbico shotcrete vía seca y húmeda empleando en la construcción de túneles mineros.....	42
Figura 21 Malla de acero soldada.....	44
Figura 22 Malla de acero tejida	44
Figura 23 Clasificación de la eficiencia en la productividad de la mano de obra	46
Figura 24 Factores que influyen en la productividad	49
Figura 25 Mapa de ubicación de la mina	52
Figura 26 Tramo de la zona a fortificar	54
Figura 27 Topografía central de la mina.....	55
Figura 28 Calidad del macizo rocoso por RQD%.....	60
Figura 29 Resultado final para el cálculo de RMR.....	64
Figura 30 Determinación del RMR.....	65
Figura 31 Determinación del tipo de soporte requerido.....	66
Figura 32 Características dimensionales de la galería	66
Figura 33 Características dimensionales del vagón utilizado para el transporte de material.....	67
Figura34 Pernos de varilla cementados	68
Figura 35 Malla tejida N6.....	69
Figura 36 Shotcrete vía húmeda	69
Figura 37 Diseño de fortificación de madera	70
Figura 38 Pernos de varilla cementados	71

Figura 39 <i>Malla tejida N6</i>	72
Figura 40 <i>Shotcrete vía húmeda</i>	72
Figura 41 <i>Diseño de fortificación con marco de acero</i>	73
Figura 42 <i>Tipo de modelo del diseño y anclajes</i>	73
Figura 43 <i>Diseño de los anclajes</i>	74
Figura 44 <i>Características dimensionales anclajes 2l tipo de marco 1</i>	75
Figura 45 <i>Modelamiento de cuñas presentes en la galería</i>	76
Figura 46 <i>Factor de seguridad con pernos de anclaje.</i>	77
Figura 47 <i>Factor de seguridad combinando pernos de anclaje y hormigón.</i>	78

INDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1 <i>Fórmula para el cálculo de LAMBDA</i>	17
Ecuación 2 <i>Fórmula para calcular RDQ lineal</i>	17
Ecuación 3 <i>Volumetric Joint</i>	18
Ecuación 4 <i>Fórmula RDQ Volumétrico</i>	18

Introducción

Tanto en la minería como en la geología se requiere una base científica sólida, dominio de software, equipos especializados que se centran en formar una relación indispensable para la gestión de recursos naturales, protección ambiental, desarrollar habilidades blandas para una gestión, diseño e infraestructura óptima que permitirá evitar escenarios catastróficos como pérdidas humanas y económicas.

El uso incorrecto de métodos de fortificación sin un estudio previo sobre los macizos rocosos e infraestructura, ocasionan retrasos y sobrecostos que llevan a un nivel crítico la integridad del proyecto, además provocaría un impacto ambiental irreversible. Por ende, con ayuda del Sistema Rock Mass Rating (RMR) desarrollado por Bieniawski, el cual permite determinar la calidad de la roca del macizo rocoso, es muy práctico con el objetivo de brindar un posible sistema para su fortificación permitiendo mitigar dichos riesgos.

Ante lo mencionado, se realizó una investigación técnica, simulación en software, con la finalidad de encontrar un método óptimo que permita mejorar o desarrollar una matriz de análisis útil para conocer el mejor método de fortificación en labores mineras. Lo hicimos desde una problemática presente de una mina subterránea con el objetivo de tener una rentabilidad que conduzca a una minería responsable y sostenible.

CAPITULO 1

MARCO TEÓRICO

1.1. Antecedentes

La Mina está ubicada en la parroquia Huertas del cantón Zaruma, sus coordenadas de la mina son Universal Transversal de Mercator 651531.58 m E, 9600582.65 m S, Para su ruta de acceso de deberá tomar un camino desde la parroquia Huertas que conecta al barrio Playitas, las condiciones del camino son de segundo orden.

El área de estudio se encuentra en una galería principal que conecta el exterior con varias vetas en etapas de exploración y explotación, las distancia del exterior hasta la zona es de 210 metros, con una orientación de la galería de 235 N, este zona es la mejor para nuestro estudio por el simple hecho de que se encuentra más cerca de la zona a fortificar, cabe recalcar que este tramo ya fue colapsado por ende no tenemos acceso a la otra parte del tramo a fortificar pero con el simple hecho de tener acceso a una parte del tramo es más que suficiente.

Las muestras fueron tomadas de la concesión minera CEBRAL, la cual se encuentra en un régimen de pequeña minería subterránea ubicada en el cantón Zaruma, en la provincia de El Oro, Ecuador. Esta concesión se dedica a la extracción de oro, plata y cobre. El oro es un metal precioso altamente valorado por su belleza y su uso en la industria y la joyería. La minería subterránea es un método utilizado para acceder a los depósitos de oro que se encuentran debajo de la superficie de la tierra.

Además, es fundamental destacar que la concesión minera cuenta con una significativa relevancia legal, ya que ha sido otorgada por el Estado Ecuatoriano bajo el régimen especial de

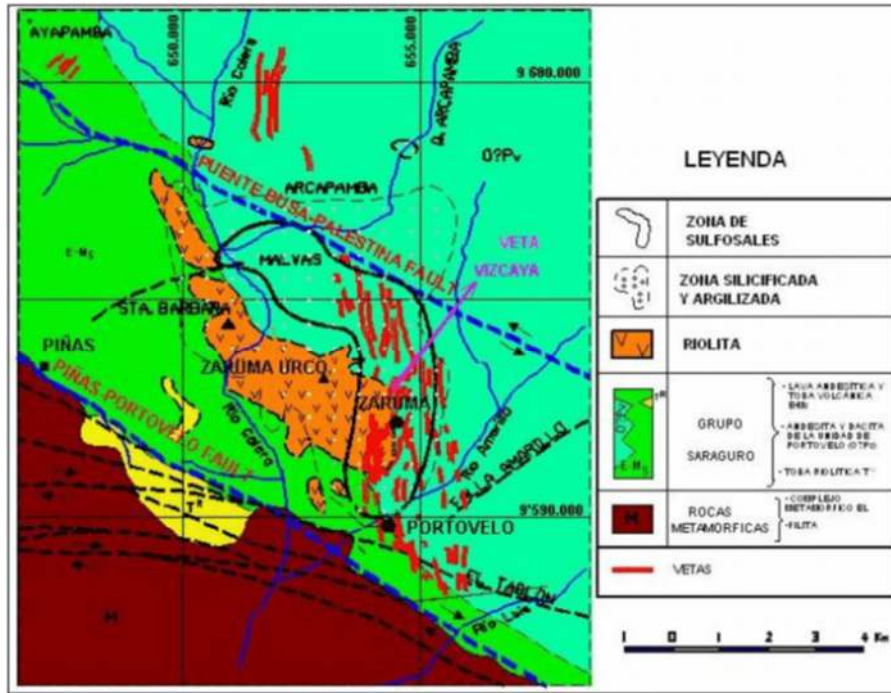
pequeña minería. Bajo esta clasificación, se permite la realización de labores simultáneas de exploración y explotación de recursos minerales. Este reconocimiento legal subraya la conformidad de la concesión con las disposiciones establecidas por las autoridades gubernamentales, estableciendo así un fundamento sólido para sus actividades mineras dentro del marco legal ecuatoriano.

1.2.Geología local

Geomorfológicamente, la región donde se ubica la concesión “Cebal” en el cantón Zaruma corresponde al flanco occidental de la cordillera Occidental de los Andes ecuatorianos, caracterizado por un relieve fuertemente disectado, con pendientes pronunciadas y valles encajonados. Los sistemas de drenaje presentan un patrón dendrítico y subparalelo, dirigido hacia el pie de monte, donde el relieve se suaviza adoptando formas planas a ligeramente onduladas asociadas a depósitos secundarios y aluviales. Litológicamente, el área está compuesta por una secuencia ofiolítica que incluye basaltos, hialoclastitas, sedimentos pelágicos, rocas ultramáficas e intrusiones dacítico-riodacíticas, junto con remanentes de tobas del Grupo Saraguro, lo que confiere al macizo rocoso una heterogeneidad estructural y una susceptibilidad a procesos erosivos y de inestabilidad de laderas, factores determinantes para el diseño de excavaciones subterráneas y sistemas de fortificación minera (Arango & Cusque, 2018).

Figura 1

Mapa geológico Zaruma-Portovelo



Nota. Tomado de *Inestabilidad del terreno en zonas urbanas de Zaruma y Portovelo. Factores condicionantes y desencadenantes* por Oliva y Pozo, 2015.

1.3.Principales causas de inestabilidad en macizos rocosos

Para Latorre y Contreras (1994), la inestabilidad de un macizo rocoso se puede deber a cuatro elementos principales:

- **Geología estructural adversa:** Habitual en rocas duras con presencia de fallas o discontinuidades excesivamente inclinadas, recomiendan que para evitar una alta alteración por este factor se considere la reubicación o reorientación de la excavación, junto una adecuada fortificación.

- ***Altos esfuerzos en el macizo:*** Frecuente en excavaciones de gran profundidad o de grandes dimensiones cerca de la superficie, no obstante, ambos casos con la presencia de rocas duras. Las estructuras más afectadas por este tipo de factor son los túneles en regiones montañosas, ya que generan anormales condiciones de tensión.
- ***Alteraciones por agentes atmosféricos:*** Las rocas incompetentes son las más afectadas, y muy raramente en roca sana. Para evitar variaciones en la roca, se aplican protecciones en la superficie rocosa expuesta, aislándola de la humedad ambiental.
- ***Presencia de aguas:*** Ya sea a alta presión o de gran caudal, afecta a todo tipo de roca, y puede influir en los factores anteriores, empeorando las condiciones del macizo rocoso sino la presión que ejerce no es controlada por medio de la reorientación de los flujos, comúnmente por cementación.

1.4.Fallas Geológicas

En geología, una falla es una fractura o zona de fracturas a lo largo de la cual ha ocurrido un desplazamiento relativo de los bloques paralelos a la fractura (Bates & Jackson, 1998).

Es decir, una falla es una discontinuidad formada por la fractura de extensos bloques de rocas y se origina cuando las fuerzas tectónicas superan la resistencia de las rocas, estas fallas pueden llegar a ser de miles de metros y se prolonga por largos periodos de tiempos; sin embargo, cuando una falla es repentina y brusca puede llegar a desencadenar el movimiento de las placas tectónicas causando terremotos.

El movimiento que genera estas placas puede originar varios tipos de direcciones de desplazamiento de las rocas, si bien hay varios tipos de fallas, se puede decir que existen tres tipos de fallas principales.

- **Falla normal:** Este tipo de falla es muy común encontrar en yacimientos hidrotermales, se generan por la tensión horizontal y el movimiento es predominante vertical con respecto al plano de falla con un ángulo promedio de 60° con respecto a la horizontal.
- **Falla inversa:** Este tipo de fallas se forman por la compresión horizontal de las placas tectónicas y se tiene un promedio de 30° con respecto a la horizontal, cuando su buzamiento es inferior a 45° se la conoce como cabalgamiento.
- **Falla de desgarre:** El movimiento de los bloques es de manera horizontal y en planos verticales, se puede diferenciar entre dos tipos de fallas: laterales derechas y laterales izquierdas (Seguridad minera, 2017).

1.5. Pliegues

Un pliegue como una estructura curviplana que resulta de la transformación de cualquier foliación tectónica o primaria en geometrías curvas, a través de una deformación no lineal (Nabavi y Fossen, 2021).

1.6. Diaclasas

La formación de diaclasas comienza con la microfisura, fracturas microscópicas, pudiendo considerarse de dimensiones no mayor al milímetro, siendo éstas el primer paso de su formación, es decir las diaclasas constituyen un tema de gran importancia en la valoración de macizos rocosos, el cual tiende a simplificarse en relaciones y fórmulas para obtener en conjunto con otros parámetros, un índice integral de su calidad (García Ruíz y Romero, 2013).

1.7. Sistema Rock Mass Rating (RMR)

El sistema RMR, desarrollado por Bieniawski (1989), es uno de los sistemas de clasificación geomecánica más ampliamente utilizados en el mundo. El valor es obtenido a partir de la suma de 6 parámetros cruciales los cuales son:

- Resistencia a la compresión simple (RCS).
- RQD (Rock Quality Designation).
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades
- Presencia de agua
- Orientación de las discontinuidades.

1.8. Resistencia a la compresión simple (RCS)

Una de las propiedades importantes que se debe conocer sobre el material rocoso es la resistencia a la compresión simple o uniaxial (RCS), y para obtener este parámetro se deben obtener muestras de roca que aflore en el yacimiento. Estas muestras deben ser tomadas y preparadas en forma de probetas para ser enviadas a laboratorios con el fin de determinar la presión de ruptura. Este trabajo debe ser permanente ya que la geología de los proyectos mineros varía en el avance de la explotación y por naturaleza las rocas son anisótropas y heterogéneas (Iñiguez y Feijoo, 2020).

Se suele entender por “resistencia” a la carga específica (por unidad de sección), que es necesario aplicar a un material para producir su rotura. Según el esfuerzo que se aplique la resistencia puede ser: a compresión, a tracción, a flexión, a corte, a torsión, etc. La resistencia a compresión simple (o compresión uniaxial) de la matriz rocosa, es el valor que se obtiene cuando

se aplica una carga de compresión en una dirección dada, sin aplicar ningún otro esfuerzo en ninguna otra dirección (Galván, 2015)

1.9.RQD (Rock Quality Designation)

Deere y Deere (1998) como una medida de la calidad del núcleo de pozo. El RQD se define como la relación (en porcentaje) entre la longitud total de los fragmentos de núcleo sanos de 0,1 m (4 pulgadas) o más y la longitud del núcleo. Además del método directo para determinar el RQD a partir de la extracción de núcleos, también existen diferentes métodos indirectos para evaluarlo.

1.10. Espaciado entre discontinuidades

Es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno. Este parámetro difiere de unas zonas a otras del macizo rocoso, reduciéndose la apertura en profundidad. Influye en la resistencia al corte de la discontinuidad, incluso en discontinuidades cerradas, al modificarse las tensiones efectivas que actúan sobre las paredes. Su medida se realiza mediante una regla graduada en milímetros o un calibre, a lo largo de 3 metros de longitud (Soledad, 2023).

Este parámetro es uno de los más importantes al momento de determinar la calidad de un macizo roco por la única razón de que influirá en la estabilidad del túnel ya que al aumentar la separación de los planos este disminuye la resistencia del macizo.

1.11. Estado de discontinuidades

El estado de las discontinuidades incluye todas las condiciones físicas que afectan la interacción entre planos de fractura, tales como rugosidad, apertura, relleno, alteración y humedad, y que deben ser registradas para una correcta caracterización del macizo rocoso (ISRM 1978).

El estado de las discontinuidades comprende parámetros medibles como apertura, orientación, revestimiento y relleno, los cuales pueden ser obtenidos de manera semiautomática mediante tecnología UAV y análisis de nubes de puntos (Chen et al., 2024).

1.12. Orientación de las discontinuidades

La orientación de las discontinuidades se define como la posición espacial de los planos de fractura, diaclasas o fallas dentro de un macizo rocoso, determinada por su inclinación (dip) y rumbo (strike). Este parámetro es uno de los más importantes en la geomecánica porque condiciona la estabilidad de taludes, túneles y excavaciones subterráneas, influye en la formación de bloques inestables y determina el comportamiento mecánico global del macizo (Hoek y Bray, 1981; Priest, 1993).

1.13. Condiciones hidrológicas

Las condiciones hidrológicas en un macizo rocoso se refieren a la presencia, flujo y presión del agua dentro de las discontinuidades, incluyendo grietas, fracturas, diaclasas y fallas, y representan un factor crítico que influye directamente en la resistencia, estabilidad y durabilidad del macizo. La presencia de agua en estas discontinuidades puede actuar como lubricante, reduciendo la fricción entre bloques y aumentando el riesgo de deslizamientos o fallas (Bieniawski, 1989; Hoek et al., 1995).

La presión intersticial del agua dentro de las discontinuidades también puede reducir la resistencia efectiva de la roca, aumentando la probabilidad de fallas dinámicas o movimientos de bloques, especialmente en taludes, túneles o excavaciones subterráneas con drenaje insuficiente (Hoek et al., 1995; Watson et al., 2024).

1.14. Fortificación en minera

El diseño de fortificación no se basa únicamente en la resistencia de la roca intacta, sino también en la orientación, espaciamiento y persistencia de las discontinuidades. Los métodos activos, como los pernos de roca, y los pasivos, como las mallas y el shotcrete, se combinan para formar un sistema integral de sostenimiento (Hoek et al., 1995).

La fortificación moderna combina tecnologías activas y pasivas para controlar deformaciones, estabilizar bloques sueltos y minimizar riesgos de desprendimientos, integrando análisis de orientación, espaciamiento y estado de discontinuidades con monitoreo en tiempo real (Chen et al., 2024)

1.14.1. Clasificación de la fortificación

- 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 (F. J. Feijoo & Feijoo, 2023).

- **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 (F. J. Feijoo & Feijoo, 2023).
- **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).

1.14.2. Tipos de fortificación con madera

- **Puntales de madera:** Postes de madera inclinados o verticales, con una longitud máxima de 3 metros y con diámetro variable entre 6 a 10 pulgadas, soportando un máximo de 10MPa. Se emplea en yacimientos de vetas angostas, donde el sosteniendo se realiza a medida que se profundiza en el macizo rocoso (Huamán & Ardiles, 2017).
- **Paquetes de madera:** Usados cuando la capacidad de sostenimiento de los puntales es insuficiente o la altura es inadecuada, para dar un mayor refuerzo al techo de los tajeos, conformados por piezas de madera redonda de 6 a 8 pulgadas de diámetro y de 1.2 m de longitud (Huamán & Ardiles, 2017).
- **Cuadros de madera:** Clasificado como un sostenimiento pasivo, dado que espera a que el macizo ejerza sus esfuerzos sobre ellos. Habitualmente usados en túneles con rocas de

muy mala calidad, que requieran soporte inmediato del techo de la galería, por ello son diseñados para soportar cargas verticales (Huamán & Ardiles, 2017).

1.14.3. Fortificación con cables

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)

1.14.4. Pernos de anclaje o bulones

Su objetivo reforzar y soportar rocas fracturadas o incompetentes para prevenir su rotura. Sería cualquier tipo de mecanismo de soporte que, insertado en el interior del terreno, le proporcionaría un aumento de rigidez o de resistencia a tracción y corte. El bulón, cuando el terreno quiere deformarse, introduce unos esfuerzos adicionales en el macizo que contribuyen a su estabilidad general (Yepes, 2013).

1.14.5. Malla de refuerzo

La malla de refuerzo se utiliza sobre superficies rocosas para contener fragmentos sueltos y mejorar la estabilidad de galerías, combinándose normalmente con pernos de anclaje o bulones que sujetan la malla al macizo rocoso (Herrera et al., 2018).

1.14.6. Marcos metálicos

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 (F. J. Feijoo & Feijoo, 2023).

Los marcos son contruidos 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).

1.14.7. Hormigón lanzado

También conocido como 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).

CAPÍTULO 2

DESARROLLO DEL DISEÑO

En este capítulo se procura detallar las fases necesarias para el desarrollo del diseño de fortificación para una galería principal empleando la metodología activa basada en una situación real, el cual nos permite llevar un aprendizaje y enseñanza más completo.

2.1. Levantamiento de la información

2.1.1. *Ubicación del área de estudio*

Para conocer la ubicación del área de estudio se procedió a realizar un levantamiento topográfico básico. Este procedimiento se lo realizo mediante el método de brújula y cinta, esto tiene como objetivo obtener datos de coordenadas del área a fortificar, dimensiones, rumbo de la galería y sobre todo características geométricas actuales. Esta información se comparó con la topografía ya existente del lugar que fue realizada hace una década. Esta comparación permitió tener el mínimo margen de error sobre nuestra evaluación del macizo rocoso y sobre todo para tener un diseño de fortificación adecuado para las dimensiones de la mina. Lo que se buscó con esto fue conocer la profundidad a la que se encuentra el tramo y compararlo con la topografía superficial, esto se realizó ya que la mina se encuentra en una zona de cordilleras, con el objetivo de saber si en esta zona se encuentra en un desnivel de topografía superficial y conocer fuentes hídricas cercanas a estas coordenadas, de esta manera fue más sencillo conocer los parámetros de las condiciones de agua en el sitio de estudio que se lo utilizó para el cálculo del RMR.

2.1.2. *Instrumentos y herramientas a utilizar*

Para la ejecución de los trabajos de campo se utilizó un conjunto de instrumentos y herramientas seleccionados por su disponibilidad, portabilidad y efectividad al momento de la

toma de datos topográficos y geotécnicos de fácil manejo. El instrumento fundamental fue la brújula tipo Brunton la cual nos permitió medir con precisión toda la información necesaria para el análisis geotécnico como el azimut, buzamiento y dirección y buzamiento, siendo esta una información crítica para la caracterización de discontinuidades y fracturas. Para las mediciones longitudinales y geométricas se utilizó cinta métrica de unos 50 metros la cual nos ayudó a realizar la topografía y la geometría de la galería, para el espaciamiento entre fracturas se utilizó reglas graduadas de menor longitud incluyendo reglas milimétricas que nos ayudó con las mediciones que requieren más exactitud como la abertura de las discontinuidades, espaciamiento y espesor de los rellenos.

Para la toma de muestras que se llevaron al laboratorio para su análisis se utilizaron bolsas, cinces y martillos, para posteriormente ser sometidas a ensayos de carga puntual. indispensables para el análisis y desarrollo de nuestro diseño de fortificación.

2.1.3. Procedimiento de medición

Para lograr unos buenos resultados se realizó una planificación previa a la visita de campo. Lo primero fue conocer los instrumentos a disposición en este caso ya mencionado es una medición sistemática en el método brújula y cinta, conociendo esto el proceso comenzó con la delimitación y reconocimiento del área, lo que implicó una revisión de planos ya existentes para identificar galerías existentes, límites previos, zonas que fueron fortificadas para así verificar las condiciones de seguridad actuales de la galería. Una vez en el terreno se realizó un estudio de estaciones topográficas a lo largo de la galería que se marcan por numeración, estos puntos estratégicos fueron la base del estudio para el levantamiento. La medición para las distancias se realizó con ayuda de la cinta métrica tomando la distancia en cada punto estratégico ya establecido, mientras con la ayuda de la brújula se tomaron datos como la orientación de la

galería, rumbos y azimut de los alineamientos de nuestras distancias medidas, también consideraremos los buzamientos de las estructuras presentes en esta galería. Para la toma de datos se llevó un registro en una libreta se todos los datos obtenidos en nuestro levantamiento incluyendo elementos característicos de la zona como lo son ancho, altura de la galería, chimeneas y posibles fallas que llegan afectar al macizo rocoso. Para finalizar nuestro trabajo se realizó un plano topográfico en el software AutoCAD con la misma escala que el levantamiento ya existente y así poder compararlos para tener el mínimo margen de error en nuestros datos finales, después de esto se llevó el levantamiento final al software RecMin donde se colocó adicional la topografía superficial y la ubicación de ríos o quebradas cercanas a las zona de estudio, se procedió a la medición de la profundidad real tomado en punto desde la galería hasta la superficie.

2.2. Procesamiento de datos

2.2.1. Cálculo del RQD

Para determinar el índice de calidad de la roca (RQD), se consideró al estar frente a una limitación de no disponer testigos de sondeos, cuyo calculo estándar que nos ofrece la formula original que está diseñada principalmente para el cálculo mediante los testigos de sondeo. Ante esta situación y aprovechando nuestras limitaciones, se accedió a la superficie expuesta en paredes, techo y piso de nuestra zona de estudio, para determinar el RQD se calculó por 2 métodos muy conocidos por los ingenieros geotécnicos que nos ayudó en poder estimar el valor de RQD a partir de las superficies visibles.

2.2.1.1. Método en número de fisuras por metro lineal.

Para el primero método también conocido como RQD direccional, Su procedimiento consiste en realizar una línea de 1 metro con ayuda de un spray orientada estratégicamente sobre las paredes

de excavación esta línea debe estar generalmente perpendicular a las principales familias de discontinuidades, después se comenzara a contabilizar todas las fracturas naturales que se interceptan en la línea hecha con spray y en cada una de ellas se tomara su superación una de la otra, posteriormente se procederá a sacar un promedio de superación de todas estas fracturas y así con estos datos sacar λ (l), para final se remplazara el λ en la formula del RQD por metro lineal y se obtendrá el RQD en %.

Ecuación 1

Fórmula para el cálculo de LAMBDA

$$\text{Lambda} = \frac{\text{Longitud de la muestra}}{\text{Espaciamento}}$$

Ecuación 2

Fórmula para calcular RDQ lineal

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

2.2.1.2.Método en número de fisuras por metro cubico

En el segundo método complementario conocido como método volumétrico o de Palmström el cual consiste realizar un plano en la pared de la galería con coordenadas x y z, esto de igual manera se lo realizó con un spray y cada eje debe ser de un metro. Como bien la pared no nos permite realizar nuestra línea en el eje x por lo que estará al interior de la pared se asumirá un valor de separación acorde a los demás ejes o bien en crucero cercano a la zona de estudio. Para proceder la calculo como primer punto se procede a sacar un promedio de espaciamento entre fracturas de cada eje, con los promedios de los 3 ejes se reemplaza en la fórmula de Volumetric Joint (JV), posterior a esto se ocupará la fórmula de RQD volumétrico reemplazando el Jv ya obtenido y obtendremos el RQD.

Ecuación 3*Volumetric Joint*

$$Jv = \frac{1}{e1} + \frac{1}{e2} + \frac{1}{e3}$$

Ecuación 4*Fórmula RDQ Volumétrico*

$$RQD = 115 - 3.3 (Jv)$$

Figura 2*Calidad del macizo rocoso por RDQ%*

% RQD	CALIDAD
< 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Media
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy buena

Nota. Tomado de *Diseño y Ejecución de obras subterráneas* por Ramón y Álvarez, 2016.

2.2.2. Determinación del RMR

La clasificación geomecánica RMR permite obtener un índice de calidad del macizo rocoso que es indispensable para conocer nuestro diseño más efectivo en la zona que se va a realizar la fortificación. El método a utilizar va hacer RMR por Bieniawski que es uno de los métodos más utilizados y efectivos, para el cálculo de esto se va a tomar en cuenta 5 parámetros que lo vamos a realizar en campo y laboratorio debemos tener cuenta que el RMR va desde 15 hasta 100 puntos a partir de los cuales son obtenidos de 5 categorías.

Figura 3*Parámetros para el cálculo RMR*

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO RMR - Rock Mass Rating	
1	Resistencia a la compresión simple de la roca.
2	RQD.
3	Espaciamiento de las discontinuidades.
4	Estado o Condición de las juntas. <ul style="list-style-type: none"> • Persistencia (que tan largo es la junta) • Apertura. • Rugosidad. • Relleno. • Meteorización.
5	Presencia de agua.
6	Orientación de las discontinuidades.
www.geoxnet.com	

Nota. Tomado de *RMR- Rock Mass Rating* por Medina, s. f.

2.1.5.1. Ensayo de carga puntual

El ensayo de la carga puntual es uno de los parámetros más importantes a tener en cuenta siguiendo las normas sugeridas por la sociedad internacional de mecánica de rocas (ISRM), para este procedimiento se recolecto muestras de rocas directamente de las paredes de la zona de estudio , seleccionando bloques que tengan las características típicas de la litología del lugar evitando aquellas que presenten fracturas o alteraciones que puedan comprometer la representatividad de los resultados, estas muestras fueron transportadas al laboratorio de la Universidad del Azuay, Para las dimensiones de la roca consideraremos los estándares establecidos de 5x5x10 cm. Este ensayo consiste en aplicar una carga puntual y creciente mediante dos puntas cónicas de acero que aplica presión sobre la roca hasta que se produzca una

fractura. Se registro la carga puntual máxima ejercida durante la rotura, para luego calcular el índice de carga puntual corregido I_s (50), luego se realizó la conversión empírica que son aceptados en la rama de la geotecnia el valor obtenido será tomado en cuenta para el parámetro y así poder ir a la tabla de valoración para obtener el puntaje acorde al valor calculado en MPa.

Figura 4

Valoración de la resistencia de la roca

1	Resistencia de la roca sana	Ensayo de carga puntual (Mpa)	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	En valores bajos, ensayos a compresión simple (MPa)		
		Compresión simple (MPa)	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
		Valoración	15	12	7	4	2	1	0

Nota. Tomado de *Diseño y Ejecución de obras subterráneas* por Ramón y Álvarez, 2016.

2.1.5.2 RQD %

Una vez aplicado los dos métodos para la estimación del índice de calidad de la roca, se tomó cuenta los dos valores obtenidos para tener un promedio del RQD dado que cada método se aborda de diferente manera. El valor promedio obtenido es el que se va a utilizar para el cálculo del RMR, asegurando así que el valor tenga una representación más confiable de las condiciones del área de estudio, después de esto se procedió analizar la tabla de valoración de RQD para obtener el puntaje correspondiente.

Figura 5*Valoración para el RQD*

2	RQD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25
	Valoración	20	17	13	6	3

Nota. Tomado de *Diseño y Ejecución de obras subterráneas* por Ramón y Álvarez, 2016.

2.1.5.3 Separación entre diaclasas

Para determinar el valor en este parámetro se realizó observaciones directas sobre las paredes expuestas en la zona de estudio dado que tenemos accesos visual y físico, se seleccionó diferentes tramos a lo largo de las paredes, este parámetro consiste en identificar las principales familias de diaclasas presentes y medir directamente la distancia perpendicular entre cada una de ellas teniendo en cuenta que sean de la misma familia. Con ayuda de regla graduada se realizó múltiples mediciones en cada una de las familias para poder tener un promedio de separación, luego de haber obtenido nuestro parámetro se tomó en cuenta este valor a la tabla de validación para su respectivo puntaje.

Figura 6*Valoración de la separación de Diaclasas*

3	Separación entre diaclasas (m)	> 2	2 - 0,6	0,6 - 0,2	0,2 - 0,06	< 0,06
	Valoración	20	15	10	8	5

Nota. Tomado de *Diseño y Ejecución de obras subterráneas* por Ramón y Álvarez, 2016.

2.1.5.4 Estado de las discontinuidades

Para el estado de las discontinuidades se consideró que este parámetro tiene más peso en la valoración del macizo rocoso, y para tener un buen calculado de este parámetro se evaluó

sistemáticamente los 5 sub parámetros mediante observación directa sobre las paredes de la galería a fortificar, el primero corresponde a la longitud de las continuidades que fue medido con ayuda de una cinta métrica esto se hace en la extensión visible de cada fractura sobre la superficie. El segundo sub parámetro es la abertura es decir la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad sin relleno. El tercer punto corresponde a la rugosidad esta describe las características de las superficies de las paredes y su influencia en dar la resistencia al corte, aquí se realizó mediante observación considerando si la superficie es muy rugosa, rugosas, ligeramente rugosas, ondulada o suave. Como 4 punto tenemos el relleno para lo cual se inspecciono detenidamente en busca de material entre la fractura de las paredes describiendo así que tipo de material tiene y su espesor y si se encuentra suelto o compactado, ya que estos factores influyen directamente con el comportamiento del macizo rocoso donde bien pueden ser de gran ayuda si tenemos un relleno compacto o una desventaja si tenemos relleno suave que ayuda al movimiento de estas fracturas. Finalmente, como el ultimo sub parámetro tenemos la alteración o también conocida como meteorización de las paredes de la galería, este evalúa el grado de deterioro de las superficies rocosas mediante observación de cambios de color, pérdida de la resistencia utilizando herramientas fáciles en este caso con un martillo o con ayuda de una navaja, esto nos ayudó a tener una mejor toma de decisiones al momento de clasificar el tipo de alteración que tiene la zona de estudio.

Figura 7*Valoración para el estado de las Discontinuidades*

4	Estado de las discontinuidades	Longitud	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
		Puntuación	6	4	2	1	0
		Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
		Puntuación	6	5	3	1	0
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
		Puntuación	6	5	3	1	0
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm
		Puntuación	6	4	2	2	0
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta
		Puntuación	6	5	3	1	0

Nota. Tomado de *Diseño y Ejecución de obras subterráneas* por Ramón y Álvarez, 2016.

2.1.5.5 Agua freática

Para el cálculo de este parámetro se utilizó una evaluación cualitativa del estado general de la galería subterránea en la zona de estudio, considerando condiciones sobre la humedad y la presencia de agua en toda la galería, paredes, techo y piso. Dado que no tenemos a disposición instrumentos para mediciones precisas del caudal o para la presión, la caracterización se la realizó de manera visual, para un mejor resultado se recorrerá toda el área de estudio donde se tomó en cuenta filtraciones, goteos, chorros de agua o zonas secas, con detallada atención principalmente a las discontinuidades (fallas, diaclasas, estratificaciones) y a las fracturas que son las principales fuentes de agua.

Figura 8*Valoración de agua freática*

5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel (l/min)	Nulo	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125
		Ratio Presión de agua / Tensión principal mayor	0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo
	Valoración		15	10	7	4	0

Nota. Tomado de *Diseño y Ejecución de obras subterráneas* por (Ramón & Álvarez, 2016)

2.1.5.6 Orientación de las discontinuidades

El último parámetro a evaluar corresponde a la orientación relativa de las discontinuidades, el cual se consideró la disposición de discontinuidades con respecto a la dirección de excavación de la galería subterránea. Para tener un buen cálculo se procedió a mediar la orientación de las principales familias de discontinuidades presentes en las paredes, en cada una de ellas se tomó la dirección de buzamiento que nos indica para donde se inclina el plano de discontinuidad y también el Angulo de buzamiento para conocer su ángulo de inclinación con respecto a la horizontal. Después se conoció con precisión la orientación de la galería y la inclinación, con ambos datos obtenidos se procedió al análisis de la relación geométrica entre las discontinuidades y la galería dando a conocer si las discontinuidades son perpendiculares o paralelas al eje del túnel para después clasificarlo según su buzamiento para al final tener nuestra relación según los rangos que presentara la zona de estudio.

Figura 9

Valoración de la dirección de la Diaclasas

INFLUENCIA DE LA ORIENTACIÓN DE LAS DIACLASAS						
Dirección y Buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Tipología de obra	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Dirección de las diaclasas perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20° cualquier dirección
Excavación con buzamiento		Excavación 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	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable

Nota. Tomado de *Diseño y Ejecución de obras subterráneas* por (Ramón & Álvarez, 2016)

Una vez se finalizó la caracterización individual de cada uno de los 6 parámetros que conforman la clasificación geomecánica RMR se procedió a la sumatoria de todas las valoraciones dadas en cada parámetro teniendo así un puntaje que nos permitirá clasificar el macizo rocoso según su calidad.

Figura 10

Calidad del macizo rocoso

RMR	CLASE	CALIDAD	COHESIÓN (MPA)	ÁNGULO DE ROZAMIENTO (°)
81 - 100	I	Muy buena	> 0,4	> 45
61 - 80	II	Buena	0,3 - 0,4	35 - 45
41 - 60	III	Media	0,2 - 0,3	25 - 35
21 - 40	IV	Mala	0,1 - 0,2	15 - 25
0 - 20	V	Muy mala	< 0,1	< 15

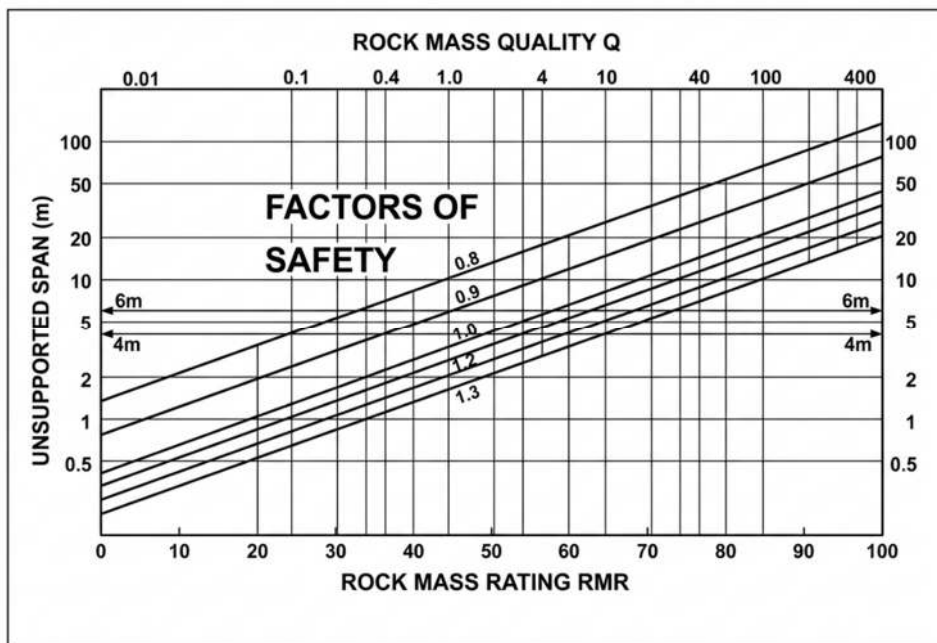
Nota. Tomado de *Diseño y Ejecución de obras subterráneas* por Ramón y Álvarez, 2016.

2.2.3. Factor de seguridad

Con el valor del RMR obtenido se procedió con el siguiente ábaco a determinar el factor de seguridad, en donde influyen dos parámetros que son: la luz del túnel y el puntaje del RMR. Como resultado de esto obtendremos valores entre 0.8 a 1.3, esto significa que si es menor a 0.8 tendríamos un colapso total del túnel, y en cambio sí es mayor es auto soportante y no quiere realizar ninguna fortificación.

Figura 11

Abaco de determinación del factor de seguridad



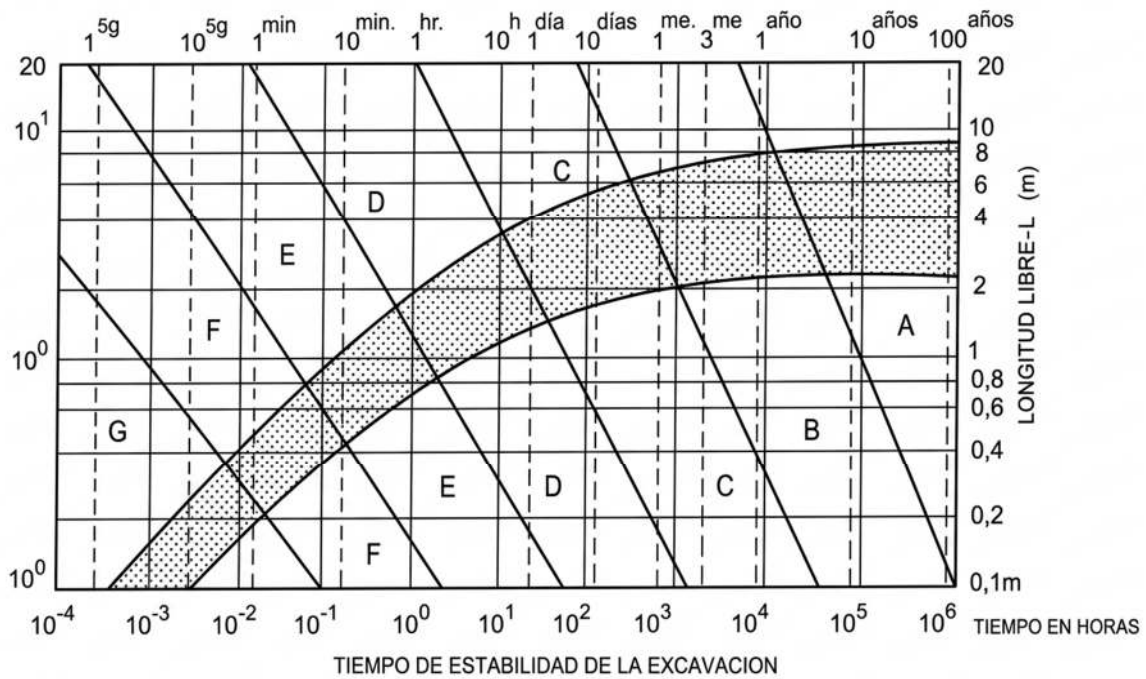
Nota. Tomado de *Evaluación de la estabilidad de excavaciones mineras de pequeño diámetro mediante clasificaciones geomecánicas y análisis empíricos: el caso de la mina de San Juan, Ecuador.* Espol por Cuevas et al., 2015.

De igual manera utilizamos el siguiente Abaco para determinar el tiempo de sostenimiento de la galería, en este caso el y representa la longitud libre esto se refiera a la luz de la galería en este caso es de 2 metros, para el eje x será el dato del tiempo que vamos a tener de

estabilidad, y por último vamos a tener unas curvas que esto hace referencia a la calidad del macizo rocoso que se obtuvo por el RMR.

Figura 12

Ábaco de determinación del tiempo de auto sostenimiento



Nota. Tomado de *El sostenimiento de túneles basado en las clasificaciones geomecánicas* por Ingeniería Geológica. Excavaciones Subterráneas, s. f.

2.3. Diseño de fortificación

2.3.1. Criterios de diseño

El objetivo de estos criterios es establecer valores técnicos, normativos y operacionales que serán de gran ayuda para un buen diseño del sistema de sostenimiento de la zona de estudio y así garantizar la estabilidad y seguridad de esta galería durante su vida útil de la mina y una producción diaria sin inconvenientes y una buena seguridad para el personal de interior mina

permitiendo así llevar una buena planificación de la mina. Para esto se tuvo en cuenta 4 factores que son indispensables para un buen diseño de fortificación.

2.3.1.1. Factores de seguridad

Para conocer el factor de seguridad (FS) de las posibles cuñas inestables que se encontrara en el techo y paredes en nuestra zona de estudio, se utilizó un software especializado muy utilizado en el análisis de cuñas conocido como Unwedge, el cual nos permitió evaluar y conocer el comportamiento de bloques formados por las intersecciones de la familia de discontinuidades en la superficie de la galería, para tener un buen análisis en el software se tomó en cuenta todos los parámetros necesarios que necesita este programa para que tenga un resultado real. Estos resultados fueron obtenidos mediante nuestra visita técnica a la mina, aquí se obtuvo los datos mediante observaciones y mediciones con ayuda de instrumentos como la brújula y una cinta métrica, asegurando que estos datos sean correctos para el software nos refleje nuestro modelo y las condiciones reales del macizo rocoso. A continuación, se detallará los 7 datos o parámetros necesarios que serán recopilados y usados en el software ya mencionado.

- **Orientación de la galería**

Este dato es muy importante para el análisis del software por lo que nos dio a conocer la dirección del eje de la galería, así con este dato el software nos proyectara correctamente las discontinuidades en un espacio tridimensional, este dato se midió utilizando una brújula tipo Brunton que nos ayudara a conocer el azimut hacia donde avanza la labor minera, así como su buzamiento.

- **Geometría de la galería**

Estas dimensiones transversales de la galería especialmente el ancho y altura, fueron determinadas mediante medición directa con ayuda de una cinta métrica en diversos puntos al largo de la galería considerando sus posibles variaciones por sus irregularidades producto de la voladura, estos datos definirán la sección a tomar en cuenta dentro del software.

- **Orientación de las discontinuidades**

Para este dato se identificaron 2 a 3 familias de discontinuidades presentes en la galería como pueden ser fallas, diaclasas o estratificaciones, para cada una de las familias se medirá su ángulo de buzamiento y su dirección de buzamiento, utilizando directamente la brújula en los planos expuestos en las paredes de la galería, esto nos ayudó a que el software nos refleje los planos que puedan interceptarse formando cuñas.

- **Espaciamiento de discontinuidades**

Para este valor se lo tomo el mismo valor promedio utilizado para el cálculo del RMR, el cual fue obtenido mediante la medición de la distancia perpendicular entre fracturas consecutivas de una misma familia, este dato en esencial ya que en Unwedge nos condiciona el tamaño o el volumen de las cuñas que podrían llegar a tener.

- **Condiciones de la superficie en galería**

La rugosidad de los planos influye directamente en la resistencia al corte y por lo tanto en el factor de seguridad, este ato será calculado visualmente y mediante contacto directo, donde de igual manera se tomará el mismo dato obtenido en el RMR.

- **Tipo de roca**

Para conocer nuestro tipo de roca que se encuentra en la zona de estudio se identificara macroscópicamente el tipo litológico predominante en la zona, con esto se procederá a la investigación en ensayos ya realizados y documentos que nos permitan conocer la base de datos geotécnicos como lo son la densidad, las propiedades resistentes como la cohesión y el ángulo de fricción estándar.

- **Presencia de agua**

La presencia de agua puede reducir en gran parte la estabilidad de las cuñas al disminuir la fricción por desplazamiento, este dato se determinó cualitativamente en varios puntos de la galería donde se observará el estado general de está verificando si presenta alguna humedad o un rango considerable de agua subterránea, para esto de igual manera se tomará el mismo dato ya obtenido para el cálculo del RMR, esto nos permitió asignar una presión de agua estándar sobre las cuñas.

2.3.2. Normas aplicables

2.3.2.1. Determinación del tipo de soporte

Una vez completado el análisis geomecánica y el cálculo de factores de seguridad con el software Unwedge, se comenzará la etapa de determinar el tipo de soporte más adecuado para garantizar una buena estabilidad en la galería, esta sección no solo se tomará en cuenta los requisitos geotécnicos, sino que también se incluirá un conjunto de criterios operacionales que condición en el desarrollo de la fortificación como también la efectividad de este sistema.

El primer criterio a tener en cuenta es el espacio disponible dentro de la galería, en todas sus secciones transversales como la altura libre que quedara después de la fortificación para que

no genere problemas con la maquinaria de transporte del material ni problemas con el personal, esto también podría verse limitado en la instalación de equipos mecanizados para el empernado o la aplicación del shotcrete, donde se tomaría en cuenta soluciones manuales como pernos de anclaje instalados a equipos de dimensiones más pequeñas como podría ser una máquina de perforación Jackleg, una fortificación con madera o arcos metálicos que se adapten a la geometría existente. Asimismo, el espacio disponible a los pernos de anclaje en su longitud máxima, como bien se sabe en galerías angostas pernos excesivamente largos podría ser difícil su transporte a interior mina o algo más simple no ser factibles al instalar con los equipos a disposición.

Otro aspecto a considerar sería la durabilidad y el mantenimiento específicamente en galerías que están expuestas al agua o químicos de agua ácida, donde se deberá tener un control de la resistencia a la corrosión de los pernos y la calidad del hormigón lanzado para si garantizar un buen funcionamiento.

También se deberá llevar un análisis sobre la compatibilidad del sistema de transporte con las operaciones mineras subsecuentes como por ejemplo que tipo de transporte que se utiliza en la mina, entonces con esto se deberá evitar el uso de fortificaciones que ocupen mucho espacio y que sobresalga excesivamente de las paredes o que reduzca el galibo disponible.

En conclusión la integración de todos estos criterios geotécnicos, logísticos, operacionales, espaciales y económicos nos permite tener una mejor selección en nuestro sistema de fortificación, ya sea mediante pernos, hormigón lanzado, mallas, marcos metálicos, cuadros de madera o una combinación de estos , esto nos asegura un buen diseño solo técnicamente

controlando las cuñas que existan o en cumplir los factores de seguridad sino que también nos ayuda a que sea factible para la operación minera.

2.3.3. Modelamiento y procesamiento de datos

Para el desarrollo del estudio geomecánica y topográfico de la galería subterránea se implementó una secuencia de trabajo que integre múltiples herramientas especializadas para cada propósito dentro de cual está el análisis, modelamiento y presentación de resultados.

En primero lugar se utilizó toda la información topográfica levantando en la mina mediante el uso de brújula y cinta métrica, se procesó y digitalizó utilizando el software AutoCAD que nos ayudó a elaborar la planimetría detallada de la zona de estudio, este software nos permitió representar las dimensiones, ubicaciones y los detalles geológicos observados, generando un modelo de alta confianza que fue una de las piezas más importantes en nuestro proyecto. También se empleó el software RecMin que es una herramienta especializada en minería que permite la visualización tridimensional de las galerías y su relación con la topografía superficial ayudándonos a conocer los desniveles en la superficie y poder conocer con exactitud la profundidad real de la excavación y su interacción con posibles estructuras geológicas mayores. Este modelamiento en 3D nos permitió generar vistas integradas que ayudan a la comprensión del contexto geotécnico general. También se utilizó para el análisis de la estabilidad de cuñas el software Unwedge, este software nos ayudó con los parámetros de orientación, geometría y la presentación gráfica de las familias de discontinuidades medida en la zona de estudio, con esto se busca identificar las cuñas cinemáticamente posibles formadas por las intersecciones de los planos de fractura con la galería y también considerando la presión del agua según observaciones en el campo.

Aparte de este software que nos diseñados específicamente para minería utilizamos Excel que nos ayudó para el cálculo del RQD sacando los promedios y haciendo el cálculo para determinar el valor dado para los dos métodos usados el método lineal y el método volumétrico. También nos ayudó a la valoración de los 6 parámetros para el RMR como lo son la resistencia, RQD, espaciamiento, estado de las discontinuidades, agua subterránea y orientaciones de las discontinuidades, este también nos ayuda a llevar un registro ordenado y detallado de cada familia de discontinuidades con sus respectivas orientaciones, espaciamientos y características geotécnicas, esto no solo nos garantiza el orden y trazabilidad sino que también nos permite identificar algún dato erróneo y hacer actualizaciones rápidas ante errores y toma de nuevos datos. El Excel también nos ayudó a la elaboración de proformas económicas que nos ayudaran como base para la propuesta de fortificación, esta proforma incluirá datos dimensionales de los elementos a ocupar como los pernos, mallas, hormigón lanzado, marcos de madera ya acero. Teniendo en cuenta la integración de todos estos softwares nos permite llevar a cabo un estudio muy técnico desde una perspectiva integral abarcando desde la representación geométrica hasta el análisis de la estabilidad de la galería y un cálculo económico mucho más preciso y ordenado con mayor detalle.

2.4.Evaluación económica

En la planificación de una obra, uno de los aspectos más importantes es la evaluación económica, ya que permite analizar si el proyecto es conveniente antes de que se lleve a cabo su ejecución. Su objetivo principal es identificar las ventajas y desventajas relacionadas con el valor del proyecto, considerando tanto los costos que se deben invertir como en los beneficios que se pueden obtener de su realización. (Alonso et al., 2008; Padilla Cedeño, 2005).

El objetivo de la presupuestación es establecer la base del costo de producción de un proyecto de construcción, considerando los procesos constructivos que forman parte del mismo y las cantidades requeridas de cada elemento necesario para su ejecución. Para ello se utiliza el análisis de precios unitarios junto con la determinación de las cantidades de obra. Al multiplicar estos dos valores y realizar la sumatoria de todos los rubros, se puede determinar el costo total de la obra. (Jacob & Einstein, 2017).

De forma más simple, presupuestar una obra implica reconocer los elementos que la componen. Primero se realiza un análisis cualitativo de los componentes que intervienen en el proyecto y luego un análisis cuantitativo para determinar cuántas unidades se requieren de cada uno. Finalmente, se asigna un precio a cada componente con el fin de calcular su valor en un momento determinado (Padilla, 2005).

La cantidad de obra debe determinarse tomando como base las especificaciones técnicas del proyecto que se va a ejecutar. Para ellos se consideran aspectos relacionados con la medición de unidades, longitudes, áreas y volúmenes, lo cual requiere conocimiento de los procesos constructivos y de la forma en que se desarrolla el trabajo siguiendo un orden y una secuencia adecuada. También se recomienda realizar un análisis detallado de las especificaciones técnicas y constructivas, identificar claramente la zona donde se desarrollará el proyecto y estudiar la secuencia de construcción de la obra. (Ibáñez, 2010; Padilla Carreño, 2005).

2.4.1. Identificación de ítems de trabajo

2.4.1.1 Perforación

En el desarrollo de obras subterráneas en minería se realizan dos operaciones fundamentales que son la base de esta actividad: la perforación y voladura. La perforación es la

primera operación que se lleva a cabo y tiene como propósito crear la cara libre y el espacio necesario, siguiendo condiciones de diseño geométricas y una distribución adecuada dentro del macizo rocoso, para permitir el alojamiento del explosivo y de los accesorios que posteriormente que producirán la voladura. (López Jimeno, Pernia Llera, Ortiz de Urbina, & López Jimeno, 1987)

Figura 13

Trabajo de un jumbo de perforación



La disponibilidad de equipos mecanizados para las labores de perforación ha permitido mejorar notablemente la precisión con la que se realiza esta actividad. Gracias a esto, resulta más sencillo cumplir con los parámetros establecidos en el diseño de la malla de perforación. (Sena L., 2013).

2.4.1.2 Pernos

Dentro de los sistemas de sostenimiento activo, uno de los más utilizados en minería para la estabilización de macizos rocosos son los pernos. Este tipo de sostenimiento actúa como un refuerzo, ya que sus elementos pasan a formar parte del macizo rocoso. Su función principal es aumentar la resistencia del macizo, oponiéndose a su deformación y asegurando fracturas grandes o zonas que presentan inestabilidad. Además, los pernos ayudan a fortalecer el techo y

las labores mineras, permitiendo que estas puedan auto soportarse. Otra de sus ventajas es su gran versatilidad durante la instalación o aplicación, ya que pueden adaptarse a diferentes condiciones geológicas y técnicas. Asimismo, este sistema de sostenimiento puede cambiarse con otros métodos como el hormigón proyectado, la malla y los arcos metálicos para mejorar la estabilidad del terreno. (Burgos, 2015)

Figura 14

Clasificación de pernos



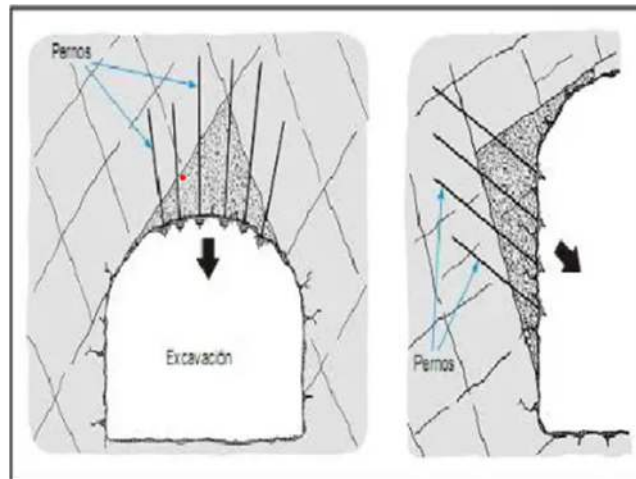
Nota. Tomado por Desarrollo de herramienta de diseño para la estabilidad de excavaciones con entrada personal de Burgos, 2015.

En el proceso de instalación de pernos, la perforación puede llevarse a cabo mediante taladros eléctricos, máquinas perforadoras neumáticas o agregadas especiales. Además, es necesario tener en cuenta ciertas consideraciones respecto a las posiciones de colocación de los pernos, las cuales dependen del tipo de fracturas presentes en las labores mineras. En función de estas características, pueden presentarse tipos de colocación como:

- Cuña: se utiliza cuando la roca esta levemente fracturada, se coloca según sus disposiciones.

Figura 15

Disposición de pernos en caso de cuñas

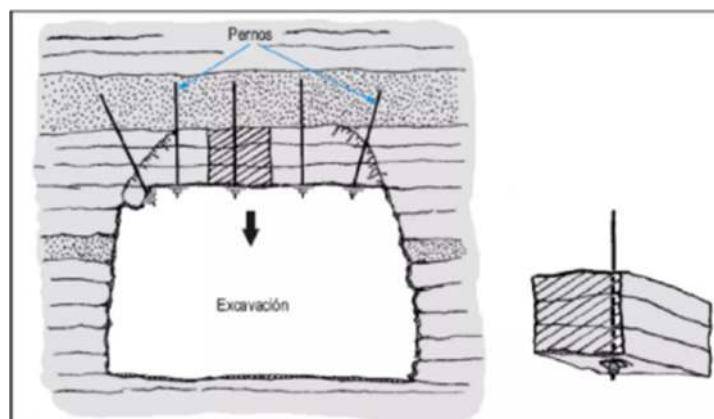


Nota. Fuente: (SERNAGEOMIN, 2008)

- Viga: se usa por lo general en rocas estratificadas sub-horizontal o no estratificadas con una fractura mayormente sub-horizontal.

Figura 16

Disposición de pernos en caso de vigas

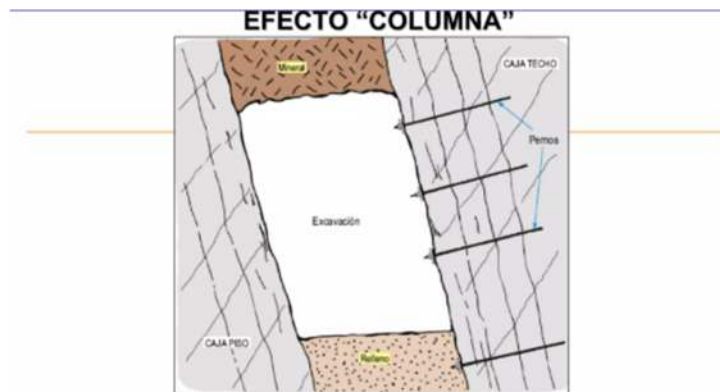


Nota. Fuente: (SERNAGEOMIN, 2008)

- Columna: en caso de paredes paralelas a estratos o discontinuidades sub-verticales, para minimizar el pandeo de los bloques tabulares.

Figura 17

Disposición de pernos en caso de caída de columnas



Nota. Tomado de SERNAGEOMIN, 2008

2.4.1.3 Aplicación de shotcrete

Clará et al. (2006) en su tesis "Concreto lanzado: Diseño de mezcla y propuesta de metodología para el control de calidad", se explica el proceso de diseño del shotcrete, señalan que este procedimiento consiste en combinar de manera cuidadosa los distintos componentes del concreto, como agregados, agua, cemento, aditivos y fibras, utilizando proporciones previamente establecidas para cumplir un objetivo específico. Es decir, no se trata de mezclar los materiales al azar, sino de seguir un proceso técnico y controlado que garantiza la calidad de la mezcla.

En el caso del concreto lanzado, el diseño del shotcrete se orienta principalmente a lograr una adecuada resistencia a la compresión. Sin embargo, las variaciones que pueden presentarse en esta resistencia dependen en gran medida de tres factores fundamentales: el proceso de

revestimiento, el tipo de equipo empleado y la calidad de la mano de obra. Estos aspectos influyen directamente en el desempeño y en la calidad final del concreto aplicado.

Melbye et al. (2001), en su libro de “Shotcrete para soporte de rocas”, menciona que los siguientes componentes deben estar presentes para que la técnica húmeda genere un hormigón proyectado eficaz:

- Árido
- Cemento
- Aceleraciones de fraguado líquidos sin álcalis
- Fibras
- Aditivos
- Microsílice
- El tratamiento posterior
- El equipo de protección adecuado
- La adopción de una técnica adecuada

El concreto proyectado debe cumplir las mismas especificaciones del concreto empleado en la construcción, por ende, mencionamos algunas especificaciones a tener en cuenta para tener una buena calidad de concreto:

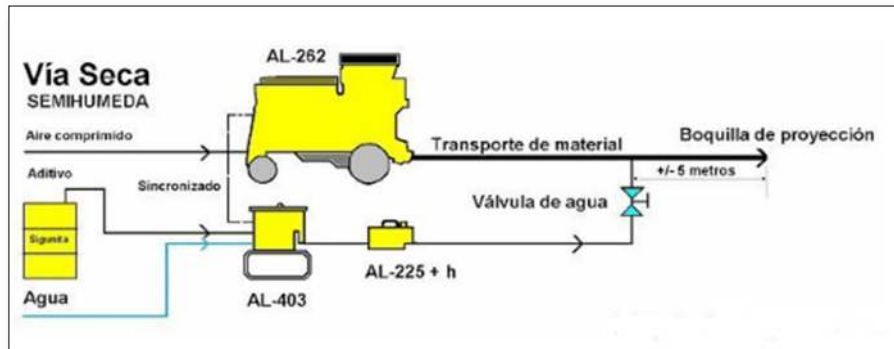
- Calidad de los materiales
- Proporción de la mezcla
- Mezclado
- Colocación
- Curado

- Compactación
- Condiciones ambientales

La tecnología del Shotcrete se puede realizar mediante dos métodos principales: el proceso de mezcla seca y el proceso de mezcla húmeda

En el proceso seco, los materiales secos o apenas húmedos se colocan en una tolva que mantiene una agitación constante. El aire comprimido se introduce a través de un tambor giratorio o caja de alimentación, transportado de manera continua los materiales hacia la manguera de suministro. En la boquilla, se incorpora el agua con los aditivos líquidos, y finalmente la mezcla es proyectada sobre la superficie utilizando aire comprimido. (Cabrera y Leonardo, 2015, p. 24)

Este método no necesita de una alta mecanización, lo que lo hace especialmente adecuado para su uso en actividades mineras. Los equipos de proyección para el Shotcrete por vía seca manejan volúmenes de mezcla relativamente pequeños, lo que, junto con su tamaño compacto, les permite ser flexibles y fáciles de mover dentro de las áreas que requieren estabilización. Por estas razones, este procedimiento es muy valorado en operaciones mineras, donde las secciones de trabajo suelen ser estrechas. (Cabrera y Leonardo, 2015, p. 24)

Figura 18*Aplicación de shotcrete vía seca*

Nota. Tomado de Hormigón Proyectado, 2015

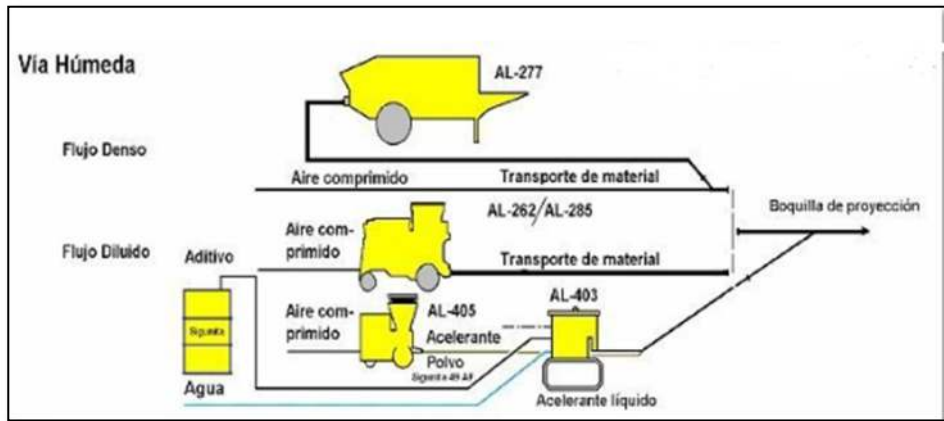
Por otro lado, en el proceso de mezcla húmeda, cuyo uso inicio después de la Segunda Guerra Mundial y que hoy se ha convertido en el estándar de trabajo, los componentes del shotcrete se mezclan junto con el agua antes de ser enviados a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo. Esta unidad luego transporta la mezcla de manera hidráulica hasta la boquilla, donde se incorpora el aire para proyectar el mineral sobre la superficie. Melbye et al. (2001).

El método de shotcrete por vía húmeda, en comparación con el método por vía seca ofrece ventajas económicas, ambientales y de calidad. En el aspecto económico, la aplicación del shotcrete puede iniciarse apenas minutos después de que los equipos llegan al frente de trabajo, gracias a sistemas robóticos especialmente diseñados e integrados con plantas de concreto y mezcladoras. Además, utilizando equipos adecuados y personal equipado, las personas por rebote se reducen a entre 5 y 10 %, es decir, un 25 % menos que en el método seco. En cuanto el impacto ambiental, el método húmedo mejora de manera significativa las condiciones del área de trabajo, proporcionando mayor seguridad para los operarios. Por último, la calidad del concreto

también se ve beneficiada: logrando mezclas homogéneas y resistencias a la compresión superior a 300 MPa (Melbye et al., 2001) (Unsihuay, 2018).

Figura 19

Aplicación de shotcrete vía húmeda



Nota. Tomado de Hormigón Proyectado, 2015

A continuación, se muestra una estimación de los materiales necesarios por metro cúbico de shotcrete vía seca y húmeda empleado en la construcción de túneles mineros:

Figura 20

Estimación de materiales necesarios por metro cúbico shotcrete vía seca y húmeda empleado en la construcción de túneles mineros

Diseño Vía Húmeda

➤ **Dosificación por metro cúbico, para Shotcrete de 210 Kg/cm² con fibra:**

INSUMO	CANTIDAD
➤ Cemento Portland 1	425.00 Kg.
➤ Arena gradación 2	1675.00 Kg.
➤ Fibra Metálica	20.00 Kg.
➤ Superplastificante	2.00 Lt.
➤ Acelerante de fragua	2.5 a 3.50 Gl.
➤ Agua	150.00 Lt.
➤ Consumo promedio mensual	1000 m ³

Diseño de Mezcla Vía Seca

➤ **Dosificación por metro cúbico, para Shotcrete de 210 Kg/cm² con fibra:**

(Humedad de 5-6%)

INSUMO	CANTIDAD
➤ Cemento Portland 1	425.00 Kg.
➤ Arena gradación 2	1675.00 Kg.
➤ Fibra metálica	20.00 Kg.
➤ Aditivo acelerante Fragua	3.00 Gl.
➤ Agua	164.20 Lt.
➤ Consumo promedio mensual	1000 m ³

Nota. Tomado de Hinostroza, 2015

2.4.1.4 Colocación de malla

Este revestimiento se caracteriza porque sus elementos se ubican en la parte externa del macizo rocoso, por lo que debe instalarse junto con un sistema de pernos en el techo en las excavaciones. Esta elaborado con alambre de acero especial de alta resistencia, el cual cuenta con protección contra la corrosión mediante una aleación que ofrece una resistencia aproximadamente cuatro veces mayor que la de un galvanizado convencional. Además, se fabrica en distintos grosores y se emplea principalmente en zonas con alto fracturamiento superficial, siendo adecuado para ambientes mineros. Asimismo, la malla también contribuye a proporcionar refuerzo adicional y mayor ductilidad al hormigón proyectado. (Fernández et al., 2015).

La colocación de las mallas debe realizarse sobre las paredes de la labor que se desea fortificar, independiente de la irregularidad de la superficie. Para asegurar que permanezcan firmes, es necesario fijarlas mediante pernos de anclaje, cuya selección dependerá del tiempo de durabilidad que se requiera para la excavación. (Fernández et al., 2015).

En minería, se utilizan distintos tipos de malla para reforzar y estabilizar los túneles y galerías, no solo como protección superficial. Los más comunes son:

- **Malla de acero soldada**, alambres de acero en forma de cuadrícula unidos mediante soldadura en puntos de cruce, su principal función es reforzar el shotcrete, con diámetros adaptables y ajustables a las condiciones geológicas y cargas del túnel.

Figura 21

Malla de acero soldada

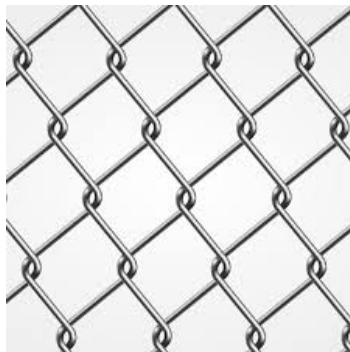


Nota. *Fuente:* (Fernández et al., 2015)

- **Malla tejida**, se usa en galerías donde se requiere flexibilidad y adaptabilidad de soporte, está formada por alambres de acero entrelazados permitiendo mayor capacidad de deformación sin romperse, su objetivo es controlar desprendimientos de roca y microfracturas.

Figura 22

Malla de acero tejida



Nota. (Fernández et al., 2015)

2.4.1.5 Materiales e insumos necesarios

Es fundamental identificar y cuantificar todos los materiales que se llegaran a utilizar, tales como cemento, agregados, agua, aditivo, accesorios de fijación y equipos de protección, lo cual permitirá estimar correctamente los costos, considerar posibles pérdidas o desperdicios, asegurando que el proyecto sea ejecutado dentro del presupuesto.

- **Hormigón:** resistencia a compresión típica $\geq 30-40$ MPa, no debe desprenderse ni fisurarse.
- **Agregados:** De granulometría fina, calidad y distribución que proporciona resistencia.
- **Agua:** Debe ser limpia para asegurar hidratación adecuada del cemento.
- **Pernos de anclaje:** varilla helicoidal de acero que se introduce en perforaciones y pueden ser fijadas mediante fricción, resina o cemento juntamente con una placa en la superficie.
- **Malla de acero:** puede ser tejida o electrosoldada, esta permite la retención de pequeñas rocas.
- **Shotcrete:** mezcla de cemento, agregados, aditivos acelerantes y en muchos casos fibras para refuerzo.
- **Marcos de acero:** normalmente son perfiles de acero (tipo H), excelente para soporte pesado donde hay poca estabilidad del macizo rocoso.
- **Perforadoras:** esencial para instalar pernos (stoper/jackleg), pueden ser Jumbo o manuales.
- **Equipos de proyección:** máquinas que lanzan el shotcrete
- **Herramientas de montaje:** llaves de impacto y barretilla de acuñadura

2.4.2. *Gestión de la productividad*

2.4.2.1 Factores que influyen en la productividad interna

1. Mano de obra

“La mano de obra, como uno de los componentes en el proceso productivo, aparece como una de las variables que afectan la productividad. Como uno de los objetivos de todas las empresas es ser más competitivos, mejorando la productividad de sus procesos productivos, se hace necesario conocer los diferentes factores que afectan la mano de obra, clasificándolos y determinando una metodología para medir su afectación en los rendimientos y consumos de mano de obra de los diferentes procesos de producción” (Botero, 2002).

Se define rendimiento de mano de obra, como la cantidad de obra de alguna actividad completamente ejecutada por una cuadrilla, compuesta por uno o varios operarios de diferente especialidad por unidad de recurso humano, normalmente expresada como um/ hH (unidad de medida de la actividad por hora Hombre).

Figura 23

Clasificación de la eficiencia en la productividad de la mano de obra

EFICIENCIA EN LA PRODUCTIVIDAD	RANGO
Muy baja	10% - 40%
Baja	41% - 60%
Normal (promedio)	61% - 80%
Muy buena	81% - 90%
Excelente	91% -100%

Nota. Estimator's general construction man – hour manual, John S. Page

En las operaciones de minería subterránea, las pérdidas asociadas al desempeño por la mano de obra son:

- Cambios de turno prolongados
- Falta de instrucciones
- Traslado del personal
- Salida y retorno para refrigerio
- Falta de ventilación
- Equipos defectuosos
- Métodos deficientes

2. Equipos

“Los desperfectos técnicos y los altos costos operativos son las principales causas por las cuales se decide retirar el equipamiento minero. La primera, relacionada con la destrucción física del equipo, provoca dificultades para llevar a cabo los trabajos de forma óptima para los cuales fueron adquiridas” (Guerra y Montes de Oca, 2018).

Las pérdidas asociadas al desempeño por los equipos son:

- Tiempos muertos
- Reparación y ajustes
- Averías
- Mala calidad
- Paradas programadas

3. Infraestructura

“La infraestructura minera está muy ligada a la productividad, de allí la importancia del diseño y ejecución adecuada de los mismos, la infraestructura minera debe permitir minimizar los tiempos de los diferentes ciclos de los procesos de la actividad minera.” (Bernaola, 2011)

4. Diseño y construcción

Según Bernaola (2011), en el diseño y construcción de una mina subterránea es muy importante tener en cuenta los conceptos de la productividad de la operación, obviamente se tendrá en cuenta los siguientes aspectos técnicos como:

- **Criterio Geomecánicos:** la estabilidad siendo uno de los factores que determina la calidad de la roca, la sección de túneles y rampas, así como el método de explotación y distancia mínima entre tajos.
- **Criterios de planificación y diseño minero:** ubicación de infraestructuras permanentes para la selección de accesos y medios de transporte, número de rampas y vías de acceso.
- **Criterios de gestión operacional:** sistemas de distribución de energía, producción, sistemas de comunicación por radio y sistemas de bombeo de drenaje de mina.
- **Criterios de sustentabilidad:** restricción de la cuenca hidrográfica, manejo de residuos sólidos, desmonte y relave.

Figura 24

Factores que influyen en la productividad

FACTORES INTERNOS	FACTORES EXTERNOS
1.- Recursos humanos: Despilfarro de los recursos humanos, Ausentismo; Sindicatos, Clima laboral, etc.	1.- Sociales: Mala gestión en la gestión de la Responsabilidad Social, y / o influencia externas que atentan contra la imagen de la minería.
2.- Equipos: Despilfarro o utilización deficiente de los equipos.	2.- Mercado Internacional: Crisis económica que ocasiona la baja de los precios de los metales.
3.- Materiales y Energía: Despilfarro de materiales y energía, calidad de materiales, etc.	3.- Estabilidad Política: Inestabilidad gubernamental o cambios de política
4.- Infraestructura minera: obsoleta e inadecuada, diseño deficiente, laboreos distantes, ventilación deficiente, etc.	
5.- Proceso Operativos: Procesos y métodos deficientes	
6.- Calidad: Baja de la calidad del proceso y producto.	
7.- Ambientales: Sucesos o contingencias ambientales de alto potencial.	
Fuente: Elaboración propia	

Nota. Tomado de Gestión de la productividad total en minería subterránea, 2011

2.4.2.2 Costos operativos

Son todos los gastos que mantienen la operación en funcionamiento, la misma que son clave para controlar la eficiencia y viabilidad económica de las operaciones, tales como: costos de materiales, costos de mano de obra, costos de equipos y costos totales por metro lineal.

Costos materiales: representan los gastos de suministros e insumos que se utilizan durante toda la operación minera.

Costo mano de obra: son los gastos asociados al personal que labora en operaciones mineras, puede ser directa e indirectamente, tales como: salarios, beneficios, capacitaciones, voladuras, transporte, contratistas.

Costo de equipos: gastos relacionados a la adquisición de maquinaria, depreciación, combustible, mantenimiento-reparación y seguros.

Costos totales por metro lineal: representa el costo en el avance de una labor minera, teniendo en cuenta los demás costos operativos; esto nos permite comparar la eficiencia entre otros proyectos, controlar costos, hacer presupuestos y evaluar rendimientos.

2.5.4 Factores geotécnicos y control de la estabilidad en labores subterráneos

2.5.4.1 Factores naturales que afectan en el diseño

1. **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” (F. J. Feijoo & Feijoo, 2023).
2. **Ambientales:** “los cambios bruscos de temperatura, la humedad y la presencia de agua subterránea, son factores que contribuyen a debilitar la roca” (F. J. Feijoo & Feijoo, 2023).
3. **Campo de esfuerzo:** cuando hay mayor profundidad de excavación, aumentan los esfuerzos en macizo rocoso por lo cual generan fracturas y posteriormente desprendimientos de roca (Flores, 2021).

2.5.4.2 Factores influyentes en el desprendimiento de rocas

- **Debilitamiento del macizo rocoso:** pierde su resistencia natural cuando hay alteración o meteorización haciendo completamente inestable la zona.

- **Presencia de discontinuidades:** cuando existe fracturas y provocan bloques que pueden desprenderse fácilmente.
- **Vibraciones:** en presencia de maquinaria o voladuras existe una alta probabilidad que se aflojen los bloques.
- **Falta de deficiente sostenimiento:** cuando no existe un buen sostenimiento es probable que haya el riesgo de desprendimientos.
- **Mal control o inspección de terreno:** una supervisión e inspección geomecánica deficiente impide detectar a tiempo rocas sueltas que a futuro exista riesgo de desprendimiento provocando accidentes fatales.

2.4.3.3 Medidas de control frente al desprendimiento de rocas

- **Drenaje y control de agua:** disponer de sistemas de drenaje que no permitan las filtraciones y debiliten la roca o exista un exceso nivel freático.
- **Evaluación geomecánica:** ayuda a reconocer cambios en la calidad del macizo rocoso permitiendo identificar zonas inestables.
- **Señalización de áreas inestables:** delimitar zonas de alto riesgo pueden permitir que el personal evite futuros riesgos.
- **Capacitación del personal:** instruyendo en identificación de riesgos ayuda a tener un buen enfoque y responsabilidad.
- **Monitoreo del comportamiento del macizo rocoso:** permite observar y analizar presuntas fisuras o desplazamientos por fallas.

CAPÍTULO 3

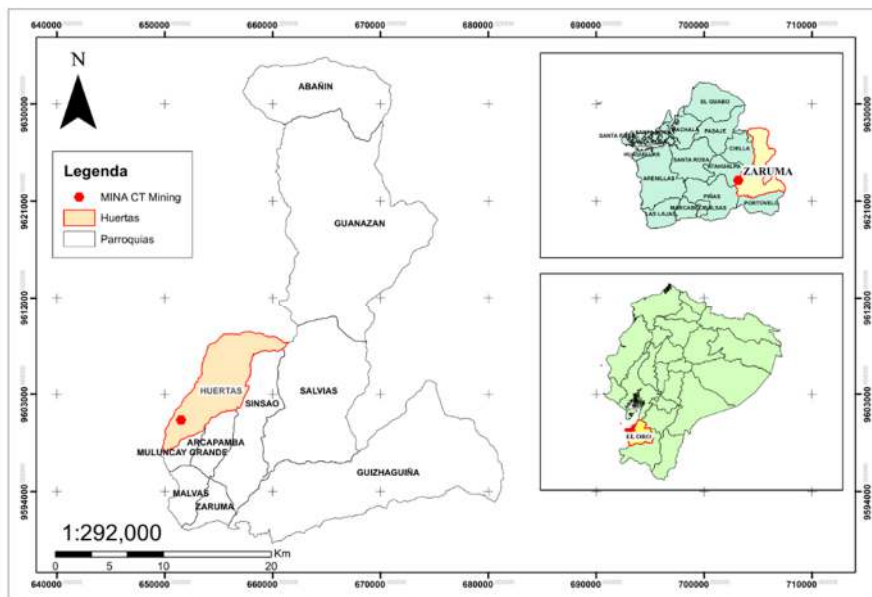
UBICACIÓN Y TOPOGRAFÍA DE LA ZONA DE ESTUDIO.

3.1.Ubicación de la mina

La mina como ya se mencionó se encuentra dentro la concesión minera CEBRAL-300267 su mineral principal a beneficio es de oro se encuentra en fase combinada de exploración y explotación, esto pertenece a la parroquia Huertas, Cantón Zaruma de la provincia del El Oro – Ecuador, Su ruta de acceso se encuentra en la parroquia Huertas vía al barrio playitas donde se recorrerá por un camino de segundo orden por unos 2000 metros desde la parroquia.

Figura 25

Mapa de ubicación de la mina



Nota. Elaboración propia con base cartográfica (ARGIS, 2026)

En el siguiente cuadro se detalla las coordenadas en Universal Transversal de Mercator (UTM) 17M, que fueron extraídas del software Google Earth Pro.

Tabla 1*Coordenadas UTM 17M del campamento minero*

COORDENAS UTM 17M DEL CAMPAMENTO MINERO	
COORDENADA X	651531.58 m E
COORDENADA Y	9600582.65 m S
COTA (msnm)	1441 m

3.2.Ubicación de la zona de estudio

Es esencial conocer las coordenadas que comprende el área de estudio dentro de la galería principal de la mina, conocida como galería corte de vetilla por el personal de la mina, el cual presenta condiciones geomecánicas muy débiles que son indispensables para el análisis y diseño que se realizó.

El acceso a este tramo se debe realizar un recorrido de 210 metros desde la boca mina hasta el interior de la galería que se estudió, la distancia del tramo es de 17 metros, este valor fue sacado de la topografía existente de la mina donde se pudo observar que dentro de estos 17 metros existe el tramo que fue fortificado y por ende el tramo con mayor riesgo a colapso.

A continuación, se presentará las coordenadas del tramo obtenidas en la topografía.

Tabla 2*Coordenadas del tramo*

Punto de control	Coordenada x	Coordenada y	Cota
Inicio del tramo	651363	9600443	1441
Final del tramo	651350	9600431	1441

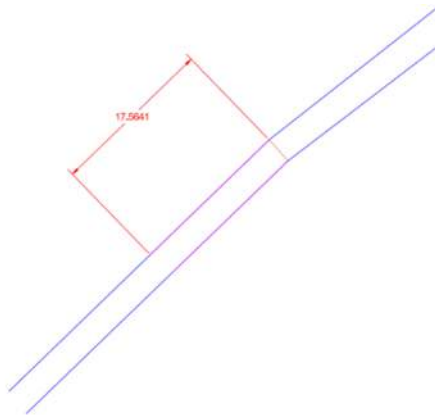
3.3.Topografía

Se realizó un levantamiento con brújula y cinta métrica para poder comparar con la topografía antigua y así estar completamente seguros al momento de utilizar la topografía existente que contiene más detalle, esto nos ayudó a tener una idea más clara al momento de proponer nuestro diseño y conocer si el tramo tiene alguna pendiente o algún ángulo de curva y así tener en cuenta todos estos parámetros, A continuación, se mostrara una comparación entre la topografía existente y la realizada.

Después de esto estamos seguros en utilizar la topografía existente que nos ayuda más adelante para nuestro modelamiento y diseño, A continuación, se presentara la topografía general de mina y una foto más detallada del tramo de estudio.

Figura 26

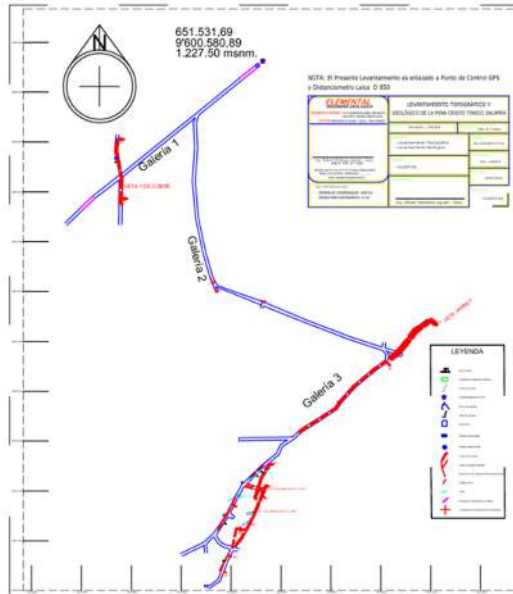
Tramo de la zona a fortificar



Nota. Topografía mina, R Peñaloza, 2024

Figura 27

Topografía central de la mina



Nota. Realizado por el Ing. Robert Peñaloza, 2024

3.4. Resultados de la geomecánica del macizo rocoso por RQD%

3.4.1. Método por metro lineal

Para empezar con el cálculo del RQD% se analizó nuestros datos obtenidos en campo donde se contó el numero fracturas había en un metro de la pared izquierda de la galería de la zona de estudio, aquí obtuvimos datos como su espaciamiento entre ellas y así obtuvimos un conteo de 7 fracturas donde se calculó un promedio para los siguientes cálculos permitiéndonos tener una estimación más precisa.

Tabla 3

Fracturas con espaciamiento

Numero de fracturas	Espaciamiento (cm)
Fractura 1	10
Fractura 2	14
Fractura 3	15
Fractura 4	13
Fractura 5	0.9
Fractura 6	0.8
Fractura 7	10

En este cuadro tuvimos un Promedio 9.1 cm de espaciamiento entre fracturas, de esta manera se utilizó este valor para el cálculo de lambda. A continuación, se observará el proceso de cálculo para lambda.

$$\mathbf{Lambda} = \frac{\text{Longitud tomada}}{\text{Espaciamiento}}$$

$$\mathbf{Lambda} = \frac{1 \text{ metro}}{0.091 \text{ metros}}$$

$$\mathbf{Lambda} = 10.98 = 11$$

El valor de lambda nos refleja la densidad lineal de las fracturas es decir cuantas fracturas podría existe por metro en nuestra zona de estudio, con este valor ya podemos llevar a una idea de que tenemos una fracturación media-alta que es una característica muy común en macizos rocos con una calidad regular.

Para finalizar el cálculo se procedió al cálculo del RQD.

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

$$\mathbf{RQD} = 100e^{-0.1(11)}(0.1(11) + 1)$$

$$\mathbf{RQD} = 70\%$$

Como resultado obtuvimos un valor de RQD de un 69.9% redondeando nos dio un 70%, este valor fue tomado para la valoración del macizo rocoso que será promediado con el método por metro cubico.

3.4.2. Método por metro cubico

Para este método se tomó en cuenta los 3 ejes x, y, z y de un metro cada eje, de igual manera se midió el número de fracturas por metro cubico y su espaciamiento entre ellas, a continuación, se mostrará una tabla con todos los valores obtenidos en nuestra visita a campo.

Debemos tener cuenta que el eje y en este caso será los mismos valores del eje x que se utilizó para el método por metro lineal por la única razón de que en este caso se está viendo de manera tridimensional donde el eje x pasa a hacer eje y, así el eje Z seria la línea vertical que corta las fracturas y lo más importante el eje X que quedaría hacia dentro de la pared como no se pudo observar, se tomó una estimación una parte de la galería que está a 10 metros de la zona de estudio donde existe un crucero y justo en esta parte se trazó los ejes de 1 metro de manera que se observar los 3 ejes.

Tabla 4

Fracturas eje x, y, z

Numero de fractura	EJE X	EJE Y	EJE Z
Fractura 1	31	10	35
Fractura 2	29	14	31
Fractura 3	29	15	33
Fractura 4		13	
Fractura 5		0.9	
Fractura 6		0.8	
Fractura 7		10	

Los promedios de cada eje que se obtuvo por la tabla fueron de 29.7 cm para el eje X, para el eje Y un promedio de 9.1 cm y para el eje Z de 33 cm, cabe recalcar que para el eje X y eje Z fue una familia de discontinuidades de 3 fracturas por ende solo el eje Y quedaría con 7 fracturas.

A continuación, se procedió al uso de estos promedios en unidad de metro para al cálculo de Volumetric Join:

$$\mathbf{Jv} = \frac{1}{ex} + \frac{1}{ey} + \frac{1}{ez}$$

$$\mathbf{Jv} = \frac{1}{0.297} + \frac{1}{0.091} + \frac{1}{0.33}$$

$$\mathbf{Jv} = 17.38$$

El cálculo nos dio un valor de 18.5 esto nos quiere decir que vamos a tener un promedio de 19 fracturas por metro cubico de la roca, posteriormente se finalizó con el cálculo del RQD para así conocer nuestra calidad del macizo rocoso.

$$\mathbf{RQD} = 115 - 3.3 (Jv)$$

$$\mathbf{RQD} = 115 - 3.3 (17.38)$$

$$\mathbf{RQD} = 57.6 = 58\%$$

El cálculo del RQD mediante el método por Volumetric Join nos dio un resultado de 57.6 promediando 58% de RQD, donde nos refleja de igual manera una calidad media del macizo rocoso.

3.4.3. Valoración del macizo rocoso por RQD

Para la valoración final del RQD se tomó en cuenta los resultados que obtuvimos de los 2 métodos, el método por metro lineal y el método por metro cubico, A continuación, se comparó los resultados obtenidos

Tabla 5

Valoración final del RQD por los 2 métodos utilizados

METODO	RQD%
METRO LINEAL	70%
METRO CUBICO	58%

Nota. Elaboración propia

Como se observa en la tabla tenemos una diferencia de 12 puntos entre ambos métodos, esto no quiere decir que los cálculos fueron incorrectos la principal razón es que en el método de metro lineal se considera únicamente las fracturas que interactúan a lo largo de un solo eje en este caso el eje horizontal(X), esto subestima que la densidad real de fracturas que existe en esa zona, en cambio el método por metro cubico evalúa las fracturas de los tres ejes (x,y,z), gracias a esto se toma en cuenta más fracturas que existen el macizo rocoso por ende nos da nuestra densidad de fracturas va hacer mayor y como resultado tenemos un RQD menor.

Si bien el método por metro cubico (58%) es más preciso por considerar los 3 ejes, cualquiera de los 2 datos se ubica en un rango entre 50-75%, lo que es suficiente para llevar a una conclusión final de que el macizo rocoso tiene una calidad media según Deere y Deere (1998). Esto nos lleva a dar paso a la necesidad de fortificación en esa zona de la galería para mantener una seguridad sin preocupaciones a lo largo de la vida útil de la mina.

Figura 28*Calidad del macizo rocoso por RQD%*

% RQD	CALIDAD
< 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Media
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy buena

Nota. Tomado de *Diseño y Ejecución de obras subterráneas* por Ramón & Álvarez, 2016

3.5. Resultados de la geomecánica del macizo rocoso por RMR

3.5.1. Ensayo de resistencia a la compresión simple

Se realizó un cuadro con los resultados de las muestras sometida al ensayo de la resistencia a la compresión simple en el laboratorio de la universidad del Azuay con ayuda del Ing. encargado, A continuación, se mostrará la tabla obtenida con su promedio correspondiente a utilizar en los siguientes cálculos.

Tabla 6*Resultados de las muestras sometidas a compresión simple*

MUESTRA N.	FUERZA (kN)	Dimensiones (cm)	Área (cm²)	RCS (MPa)
1	113.71	5.4 x 5.6 x 10	30.2	37
2	34.76	5 x 5 x 9.8	25	13.9
3	185.61	4.3 x 5 x 10	21.5	86.33
4	10.98	5 x 5 x 10	25	4.39
5	93.27	5.2 x 4.5 x 10.3	23.4	39.86
6	147.59	5.2 x 4.8 x 10	25	59.04
7	82.86	5 x 4 x 10.1	20	41.43

8	105.76	5.1 x 4.7 x 10.2	24	44.07
9	20.89	3.8 x 4.5 x 9.8	17.1	12.22
TOTAL				338.9
PROMEDIO				37.654

Nota. Elaboración propia

El valor final obtenido es de 37.654, es valor es el promedio de los ensayos de resistencia a la compresión simple, cabe recalcar que el área tomada para el cálculo fuera el área de contacto entre los 2 apoyos que tiene la pesa en este caso sería el ancho x el espesor.

3.5.2. *RQD%*

El valor de RQD que se utilizó corresponden a los valores mostrados en la tabla 3.X, como existen 2 resultados se realizó el promedio entre los 2 métodos utilizados para el cálculo del RQD, donde se obtuvo un promedio de 64%.

3.5.3. *Separación entre diaclasas*

Para conocer nuestra separación fue necesario tomar las medidas por medio de un flexómetro, la distancia que existen entre junta y junta para lugar obtener un valor promedio de los datos obtenidos, en la siguiente tabla se observara todas las medidas tomadas.

Tabla 7

Espaciamiento entre discontinuidades

Nº de fracturas	Separación (cm)
1	30
2	31
3	26
4	29
5	9
6	28
7	24
8	26

9	31	27	18	55	24
10	13	28	15	56	20
11	15	29	22	57	22
12	28	30	25	58	14
13	25	31	24	59	18
14	24	32	22	60	19
15	26	33	15	61	24
16	17	34	16	62	10
17	28	35	11	63	26
18	30	36	13	64	14
19	25	37	19	65	7
20	22	38	19	66	13
21	26	39	21	67	20
22	26	40	28	68	26
23	20	41	19	69	25
24	28	42	25	70	23
25	29	43	23	71	28
26	35	44	21	72	27
		45	24	73	12
		46	18	74	17
		47	15	75	15
		48	16	76	30
		49	19	77	26
		50	5	78	21
		51	20		
		52	22		
		53	30		
		54	31		

Nota. Elaboración propia

El total de muestras tomadas fueron de 78, así nos dio un promedio de 22.7 cm.

3.5.4. Estado de las discontinuidades

Para este valor se analizó cada una de las discontinuidades presentes tomando en cuenta varios parámetros y al final se tomó el promedio de todas las discontinuidades analizadas para cada parámetro. A continuación, se mostrará los resultados finales obtenidos.

Tabla 8*Estado de las discontinuidades*

Estado de las discontinuidades	
Longitud	110 cm
Abertura	0.2 mm
Rugosidad	Ligeramente rugosa
Relleno	Relleno blando menor a 5mm
Alteración	Ligeramente alterada

Nota. Elaboración propia**3.5.5. Agua freática**

Para este valor se observó detenidamente, llegando a una conclusión de que su estado general de la galería tiene un goteo constante.

3.5.6. Orientación de las discontinuidades

Para esto se tomó la dirección de buzamiento con ayuda de la brújula donde se pudo observar que todas estaban contra buzamiento de la galería, después de esto se calculó el buzamiento de cada discontinuidad donde se promedió para así obtener el valor de 48° de buzamiento.

Tabla 9*Buzamiento de las discontinuidades*

Buzamiento de las discontinuidades	
1	40°
2	55°
3	50°
4	52°
5	45°

Nota. Elaboración propia

3.5.7. Valoración final

Con base a los resultados que se obtuvieron de cada parámetro se procederá a realizar una tabla que nos ayudará a tener un resumen y valoración de cada uno de los parámetros obtenidos.

Figura 29

Resultado final para el cálculo de RMR

Parametros			Escala de valores							
1	Resistencia de la roca sana (Mpa)	Ensayo de carga puntual (Mpa)	> 10	10 a 4	4 a 2	2 a 1	En valores bajos, ensayos a compresión simple (Mpa)			
		Compresión simple (Mpa)	>250	250 a 100	100 a 50	50 a 25	25 a 5	5 a 1	<1	
Valoración			15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD%		100 a 90	90 a 75	75 a 50	50 a 25	<25			
	Valoración		20	17	13	6	3			
3	Sepración entre diaclasas (m)		>2	2 a 0.6	0.6 a 0.2	0.2 a 0.06	<0.06			
	Valoración		20	15	10	8	5			
4	Longitud		<1 m	1 a 3 m	3 a 10 m	10 a 20 m	> 20			
	Puntuación		6	4	2	1	0			
	Abertura		Nada	<0.1 mm	0.1 a 1 mm	1 a 5 mm	>5 mm			
	Puntuación		6	5	3	1	0			
	Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave			
	Puntuación		6	5	3	1	0			
	Relleno		Ninguno	Rellno duro <5 mm	Relleno duro >5 mm	Relleno blando <5 mm	Relleno blando >5 mm			
	Puntuación		6	4	2	2	0			
4	Alteración		Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta			
	Puntuación		6	5	3	1	0			
5	Agua freática	Caudal por 10 m de tunel	Nulo	<10	10 a 25	25 a 125	>125			
		Ratio presión de agua	0	0 a 0.1	0.1 a 0.2	0.2 a 0.5	>0.5			
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo			
Valoración			15	10	7	4	0			
6	Influencia de las Diaclasas	Dirección de las diaclasas perpendiculares al eje del tunel		Excavación con buzamiento		Excavación contra buzamiento		Dirección paralela al eje del tunel		Buzamiento 0° a 20° cualquier dirección
		45° a 90°	20° a 45°	45° a 90°	20° a 45°	45° a 90°	20° a 45°			
		Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable		
		Dirección y Buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorable	Muy desfavorable		
Tipología de obra	Túneles		0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60			
TOTAL							39			

Nota. Elaboración propia, tomado por *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering* de (Bieniawski, 1989).

3.5.8. *Determinación de RMR*

Con el valor final que se obtuvo de la suma de todos los parámetros se procedió a ubicar en la tabla para determinar en qué rango que pertenece el valor obtenido dando como resultado roca pobre de clase cuatro con un RMR de 39.

Figura 30

Determinación del 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 discrita	Roca pobre	Roca muy pobre

Nota. Tomado de *Manual de mecánica de rocas y estabilidad de túneles y taludes* por Feijoo, 1997.

3.5.9. Determinación de tipo de soporte requerido

Figura 31

Determinación del tipo de soporte requerido

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.

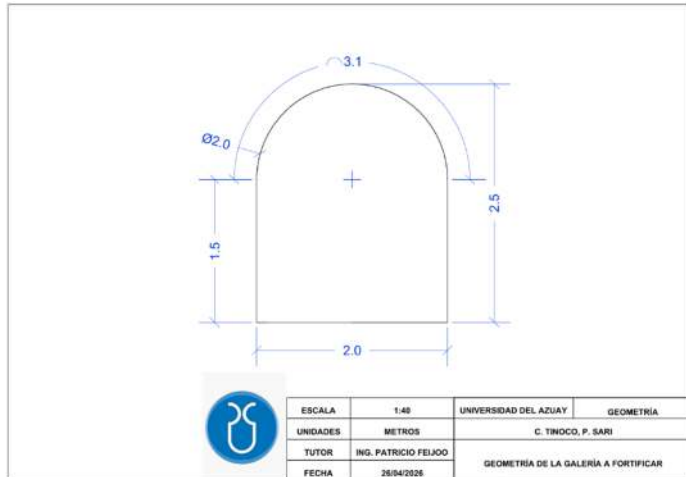
Nota. Tomado de *Manual de mecánica de rocas y estabilidad de túneles y taludes* por Feijoo, 1997.

3.6. Diseño final de la fortificación

3.6.1. Parámetros

Figura 32

Características dimensionales de la galería

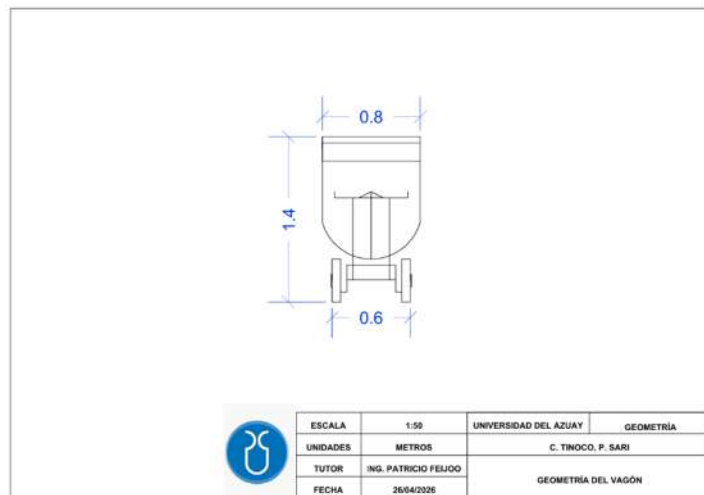


Nota. Elaboración propia (AutoCAD, 2026)

Para el desarrollo de nuestro diseño es indispensable tener en cuenta la geometría de la galería de la mina, esto nos ayuda a poder conocer la geometría más apta para nuestros diseños en con madera y marcos de acero. A continuación, se presenta el plano con las medidas de la correspondientes a tener en cuenta.

Figura 33

Características dimensionales del vagón utilizado para el transporte de material



Nota. Elaboración propia (AutoCAD, 2026)

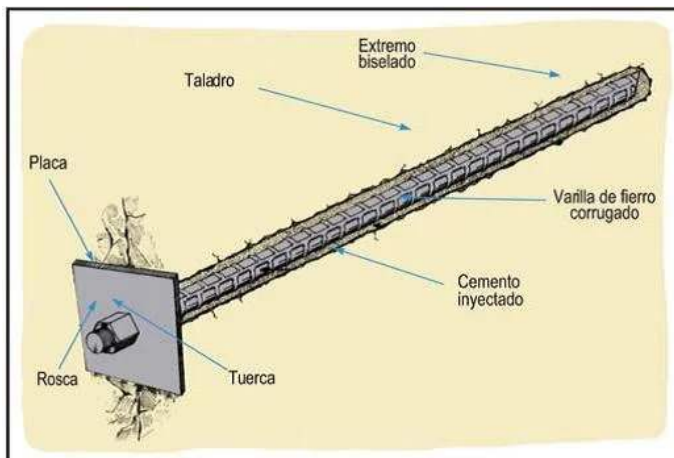
También se debe conocer el método y equipo de transporte de la mina para conocer el área que debemos de dejar libre para el acceso del equipo, en este caso la mina utiliza vagones de 2 Tn guiado por riele. A continuación, se presenta la geometría a tener cuenta de dichos vagones.

3.6.2. Propuesta 1

Para la propuesta uno nos basamos en la ilustración 20 donde nos ayuda a conocer qué tipo de soporte necesario colocar en la zona estudio, Como primer Ademe utilizaremos pernos de varilla cementados de 5 metros de largo con un diámetro de 20mm y la barra helicoidal de 22 mm de diámetro.

Figura34

Pernos de varilla cementados



Nota. Tomado de Seguridad minería, 2012

En conjunto con los pernos se utilizará una malla minera tejida de 50 mm de abertura y un diámetro del alambre N°8, validando su compatibilidad con los pernos y una factibilidad practica y económica.

Figura 35

Malla tejida N6



Nota. Tomado de Comercial IVS S.A, 2026.

Como segundo ademe se utilizará hormigón lanzado con un grueso de 10 cm para el techo y 10 cm para las paredes siguiendo el tipo de soporte requerido de la ilustración 20, el tipo de hormigón a utilizar será shotcrete vía húmeda con una mezcla homogénea de agua y cemento para mejorar el hormigón se utiliza un aditivo acelerante 3.5 – 3.7 galones/m³ para un mejor resultado en el techo y paredes.

Figura 36

Shotcrete vía húmeda

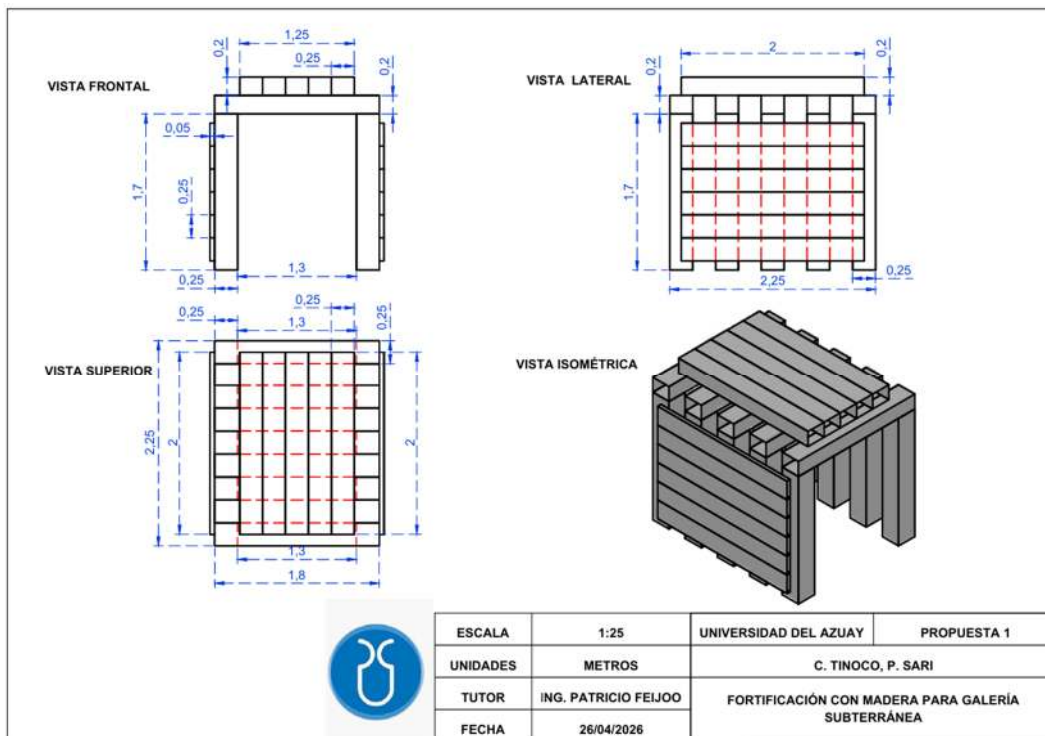


Nota. Tomado de Thiessen del Peru,2018.

Como ademe final se utiliza un diseño de fortificación con marcos de madera tipo recto, se utilizará madera de eucalipto donde nos brindad seguridad y un bajo costo. A continuación, se mostrará el diseño y dimensiones de los marcos de madera.

Figura 37

Diseño de fortificación de madera



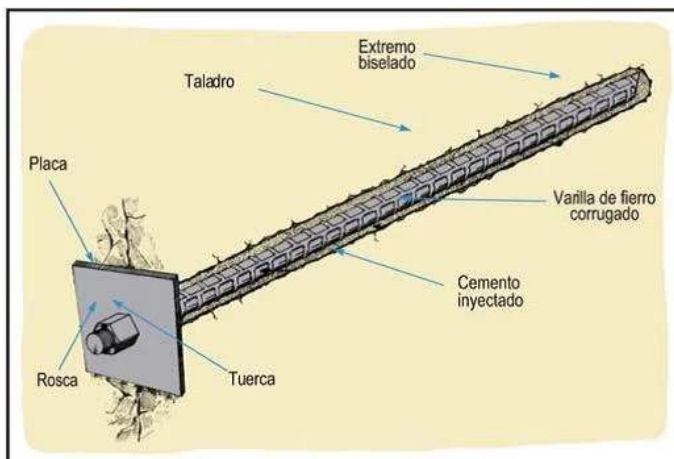
Nota. Elaboración propia. (AutoCAD, 2026)

3.6.3. Propuesta 2 – Marcos de acero

Para la propuesta dos de igual manera nos basamos en la ilustración 20 donde nos ayuda a conocer qué tipo de soporte necesario colocar en la zona estudio, Como primer Ademe utilizaremos pernos de varilla cementados de 5 metros de largo con un diámetro de 20mm y la barra helicoidal de 22 mm de diámetro.

Figura 38

Pernos de varilla cementados



Nota. Tomado de Seguridad minería, 2012

En conjunto con los pernos se utilizará una malla minera tejida de 50 mm de abertura y un diámetro del alambre N°8, validando su compatibilidad con los pernos y una factibilidad practica y económica.

Figura 39

Malla tejida N6



Nota. Tomado de Comercial IVS S.A, 2026.

Como segundo ademe se utilizará hormigón lanzado con un grueso de 10 cm para el techo y 10 cm para las paredes siguiendo el tipo de soporte requerido de la ilustración 20, el tipo de hormigón a utilizar será shotcrete vía húmeda con una mezcla homogénea de agua y cemento para mejorar el hormigón se utiliza un aditivo acelerante 3.5 – 3.7 galones/m³ para un mejor resultado en el techo y paredes.

Figura 40

Shotcrete vía húmeda

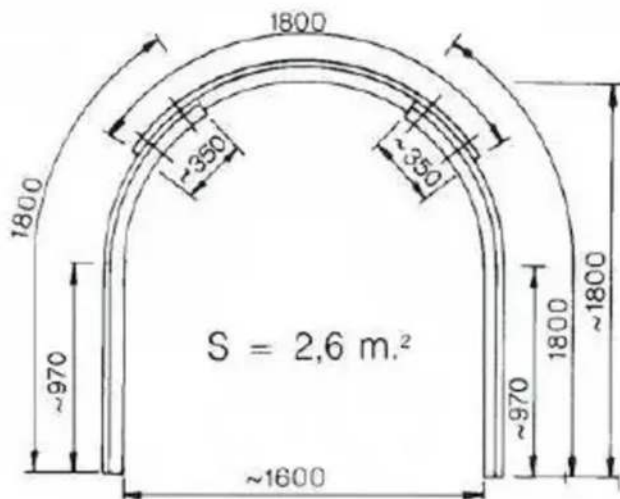


Nota. Tomado de Thiessen del Peru,2018.

Como ademe final se utiliza un diseño de fortificación con marcos de acero modelo 1C₅ tipo U de 3 piezas con anclaje Ω N°21 para una mejor resistencia. A continuación, se presentará el diseño y sus dimensiones para los marcos de acero a utilizar en la zona de estudio.

Figura 41

Diseño de fortificación con marco de acero



Nota. Tomado de Catalogo Steel Arches Tedesa S.A

Figura 42

Tipo de modelo del diseño y anclajes

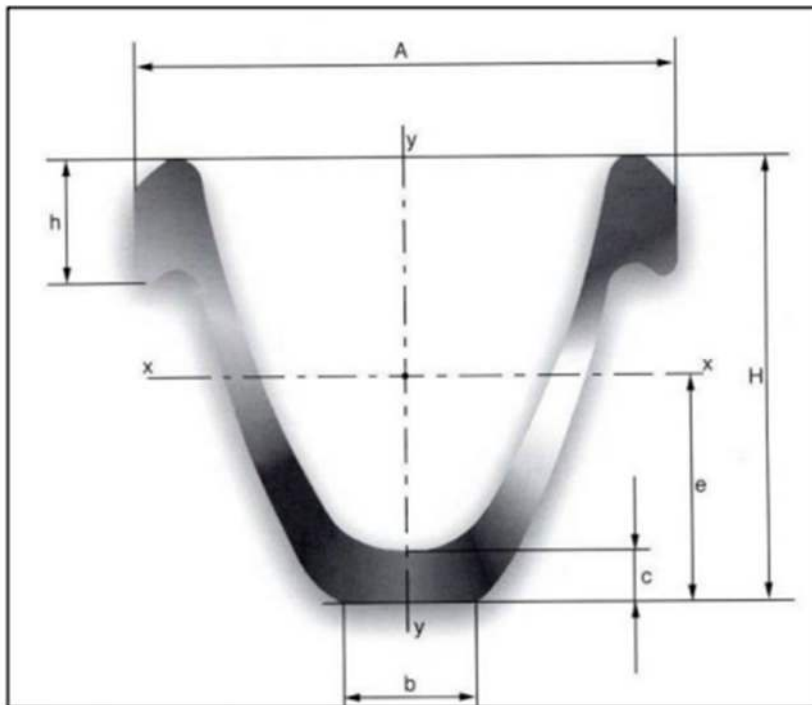
Tipo Type Type	Peso del uadro con grapas <i>Arch weight incl. clamps</i> Poids avec assemblages		
1C₅		$\Omega - 16,5$	$\Omega - 21$
		98,30 kgs.	130,08 kgs. ♦

Nota. Tomado de Catalogo Steel Arches Tedesa S.A

Para el tipo de anclaje o unión se utilizará el modelo Ω N°21 que es compatible con el tipo de modelo a utilizar, esto nos permite una mejor resistencia y durabilidad de los marcos de acero, a continuación, se mostrara el diseño y las dimensiones de los anclajes.

Figura 43

Diseño de los anclajes



Nota. Tomado de Catalogo Steel Arches Tedesa S.A

Figura 44*Características dimensionales anclajes 21 tipo de marco 1*

Datos Técnicos Technical Data Donées Techniques		ΩN-16,5	ΩN-21	ΩN-29	ΩN-36
Peso Weight Poids	P (Kg/m)	16,5	21	29	36
Sección Area Section	S (cm ²)	21	27	37	46
Dimensiones Dimensions Dimensions	A (mm)	106	127	150	171
	b (mm)	31	35	44	51
	H (mm)	90	108	124	138
	h (mm)	26	30	31	35,5
	e (mm)	44	54	58	67
Características Properties Caractéristiques	Ixx (cm ⁴)	186	341	616	969
	Wxx (cm ³)	40	61	94	136
	Iyy (cm ⁴)	223	398	775	1265
	Wyy (cm ³)	42	64	103	148
Radio mínimo de curvado Minimum blanding radius Rayon minimum de la courbe	R (m)	0,9	1,1	1,2	1,6

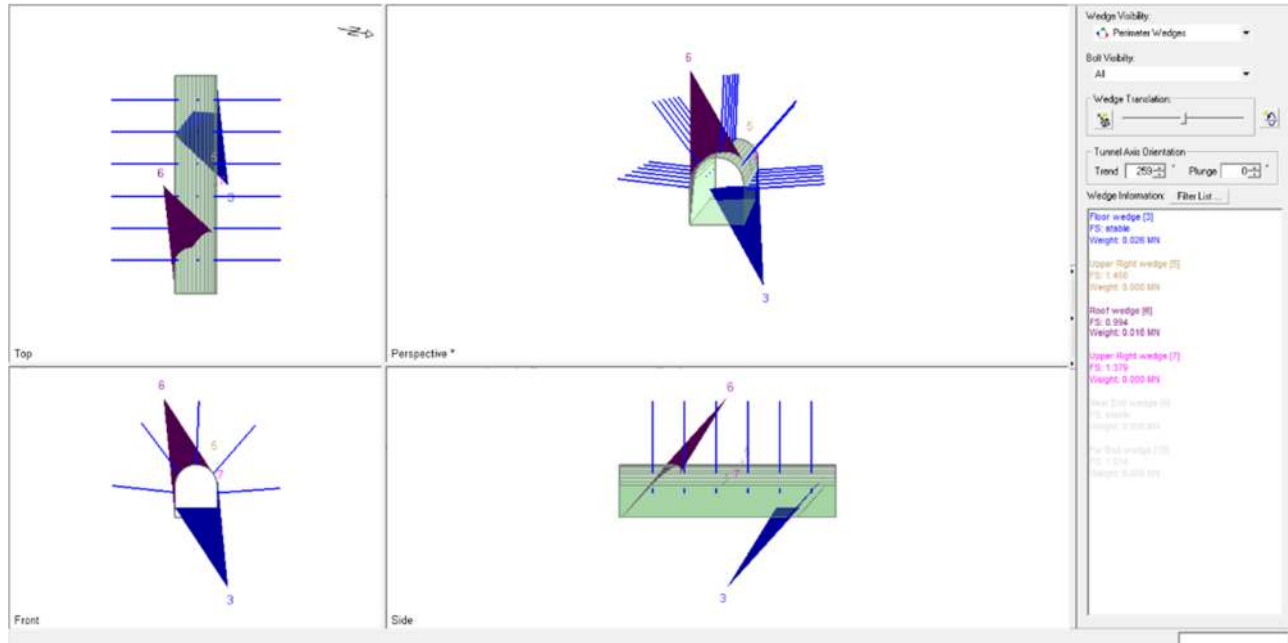
Nota. Tomado de Catalogo Steel Arches Tedesa S.A

3.7.Factor de seguridad de la galería en Unwedge

En la figura 46 se presenta el modelamiento de las cuñas generadas por las familias de discontinuidades conocidas en la zona de estudio y analizadas en el software Dips, mediante el software Unwedge se pudo identificar cuñas principales, la primera está distribuida del hastial izquierdo hasta el techo de la galería, los factores de seguridad (FS) obtenidos nos muestran condiciones variables de estabilidad en este caso el techo cuña N6 presenta un FS de 0.834 con un peso de 0.016 MN. Mientras que la cuña del fondo N3 nos presenta un FS estable esto nos indicia que esa parte de la cuña no genera peligro en la galería, pero nos ayuda a entender la orientación que tiene esta cuña para tenerlo en cuenta en próximos avances de la galería.

Figura 45

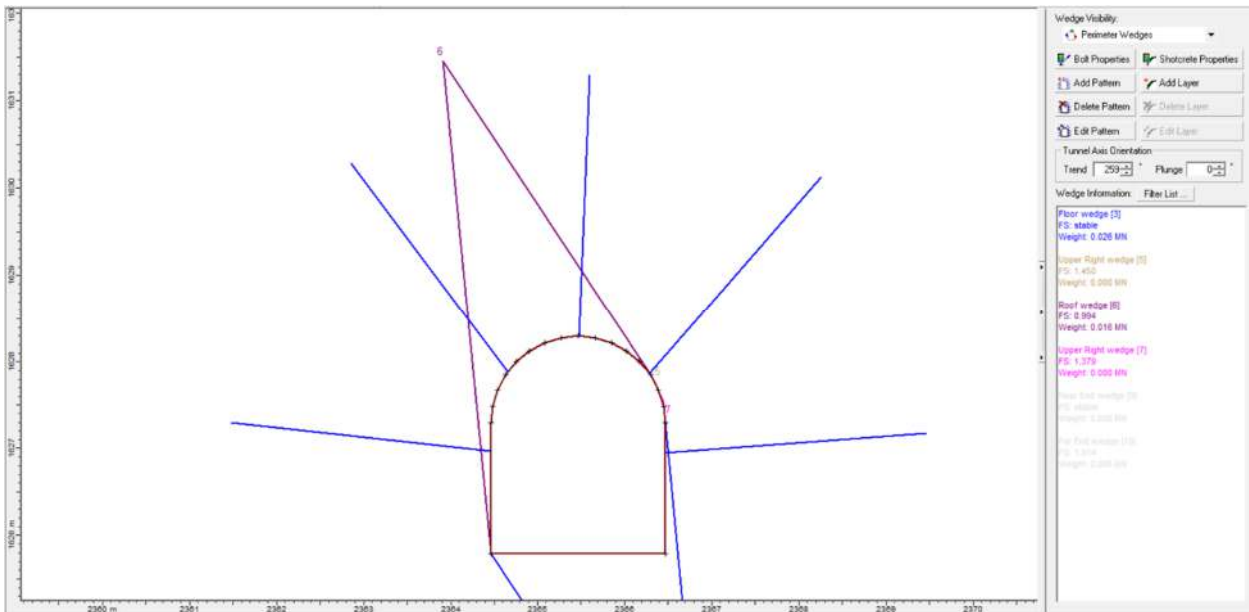
Modelamiento de cuñas presentes en la galería



Posteriormente se llevó las 2 cuñas principales obtenidas a un plano frontal que nos facilitó la observación de nuestra galería y la relación de las cuñas con la fortificación, se colocó como primera fortificación los pernos de anclaje a utilizar como primer ademe. Se los logro observar que los pernos cumplen una buena función en relación a la cuña N6, dando un factor de seguridad 0.994 que se lo podría considerar ligeramente por debajo del umbral de estabilidad FS <math><1</math>.

Figura 46

Factor de seguridad con pernos de anclaje.

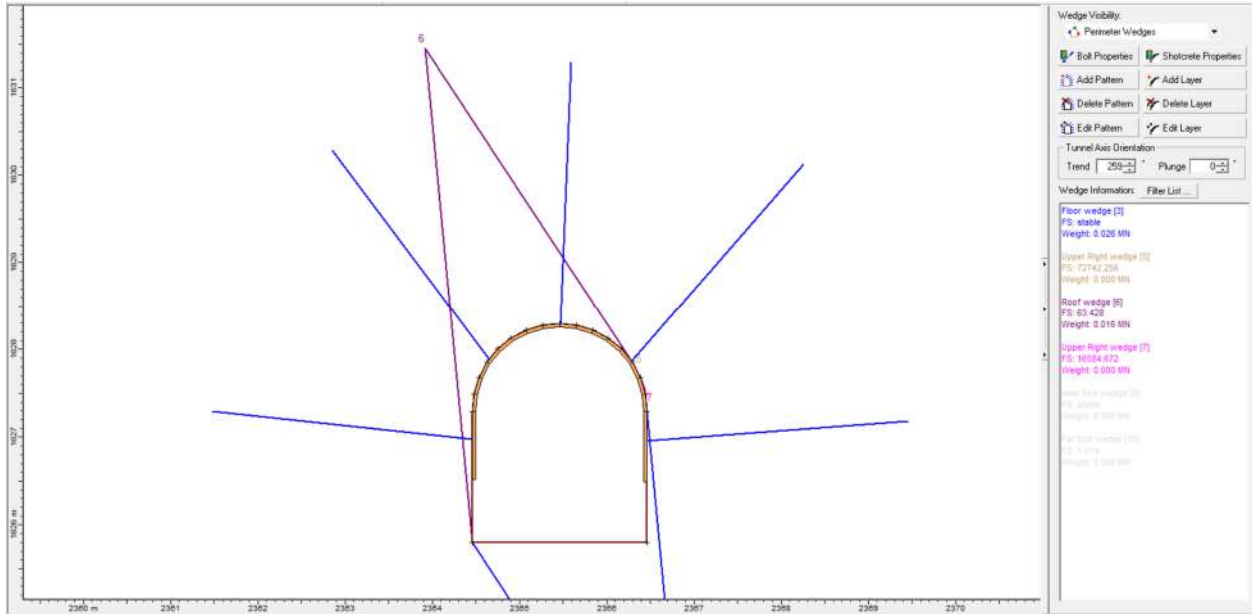


Nota. Elaboración propia. (Unwedge, 2026)

Se evaluó la estabilidad de la cuña N6 considerando un sistema de fortificación combinado conformado por pernos de anclaje y hormigón lanzado o shotcrete, bajo estas condiciones obtuvimos un factor de seguridad de seguridad (FS) supero el umbral de estabilidad $FS > 1$, confirmando así que la interpretación con el dicho sistema de fortificación nos permite controlar eficazmente la cuña critica identificada.

Figura 47

Factor de seguridad combinando pernos de anclaje y hormigón.



Nota. Elaboración propia. (Unwedge, 2026)

3.8 Inventario para la fortificación

3.8.1 Propuesta 1

Tabla 10

Inventario de materiales – Propuesta 1

INVENTARIO DE MATERIALES - PROPUESTA 1				
N°	MATERIAL	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD
1	Pilares	Troncos cuadrados de 25cm x 25cm x 1,7m	unidad	90
2	Entibado	Tablones rectangulares 5cm x 25 cm x 2m	unidad	108
3	Durmientes (Techo)	Troncos cuadrados de 25cm x 20cm x 2m	unidad	45
4	Avance (Techo)	Troncos cuadrados de 25cm x 20cm x 1,8m	unidad	45
5	Pernos Anclaje	Perno de varilla corrugada cementada de 20mm diámetro x 4m (placa, tuerca, cemento inyectado)	unidad	108

6	Malla tejida	Malla fortificación 50mm - N°8 25m x 2m	rollo	3
7	Hormigón lanzado	Mezcla de cemento, agregados y agua	m3	10,98

Nota: Elaboración propia

3.8.2 Propuesta 2

Tabla 11

Inventario de materiales – Propuesta 2

INVENTARIO DE MATERIALES - PROPUESTA 2				
N°	MATERIAL	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD
1	Marcos de acero	Perfiles ΩN-21	unidad	36
		Abrazaderas 350mm	unidad	24
		Pernos hexagonales 5/8" x 5"	unidad	24
2	Hormigón lanzado	Mezcla de cemento, agregados y agua	m3	10,98
3	Pernos Anclaje	Perno de varilla corrugada cementada de 20mm diámetro x 4m (placa, tuerca, cemento inyectado)	unidad	108
4	Malla tejida	Malla fortificación 50mm - N°8 25m x 2m	rollo	3

Nota. Elaboración propia

CAPITULO 4

ANALISIS DE RESULTADOS

4.1. Costos de fortificación

4.1.1. Propuesta 1

Con base a los cálculos obtenidos, se determinó que por cada 2 metros de avance se requiere un costo aproximado de **\$891,66** en función del consumo de materiales establecidos en el análisis de costos para la fortificación, para lo cual se incorporó un sistema combinado. Por lo tanto, para los 18 metros de galería planificados el costo total asciende a **\$8.025,00**

Tabla 12

Costo - Propuesta 1

COSTO- PROPUESTA 1					
DETALLE	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	V/UNIT	V/TOTAL
Pilares	Troncos cuadrados de 25cm x 25cm x 1,7m	90	unidad	\$12,00	\$1.080,00
Entibado	Tablones rectangulares 5cm x 25 cm x 2m	108	unidad	\$6,00	\$648,00
Durmientes (Techo)	Troncos cuadrados de 25cm x 20cm x 2m	45	unidad	\$12,00	\$540,00
Avance (Techo)	Troncos cuadrados de 25cm x 20cm x 1,8m	45	unidad	\$12,00	\$540,00

Pernos Anclaje	Perno de varilla corrugada cementada de 20mm diámetro x 4m (placa, tuerca, cemento inyectado)	90	unidad	\$35,00	\$3.150,00
Malla tejida	Malla fortificación 50mm - N°8 25m x 2m	3	rollo	\$140,00	\$420,00
Hormigón lanzado	Mezcla de cemento, agregados y agua	10,98	m3	\$150,00	\$1.647,00
TOTAL					\$8.025,00

Nota. Elaboración propia

4.1.2. Propuesta 2

Tabla 13

Costo - propuesta 2

COSTO- PROPUESTA 2					
DETALLE	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	V/UNIT	V/TOTAL
Pernos anclaje	Perno de varilla corrugada cementada de 20mm diámetro x 4m (placa, tuerca, cemento inyectado)	90	unidad	\$35,00	\$3.150,00
Malla Tejida	Rollo de malla fortificación 50mm - N°8 25m x 2m	3	unidad	\$140,00	\$420,00
Marcos acero	Perfiles ΩN-21	36	unidad	\$180,00	\$6.480,00
	Abrazaderas 350mm	24	unidad	\$6,59	\$158,16
	Pernos hexagonales 5/8" x 5"	24	unidad	\$5,32	\$127,68
hormigón lanzado	Mezcla de cemento, agregados y agua	10,98	m3	\$150,00	\$1.647,00
TOTAL					\$11.982,84

Nota. Elaboración propia

Se realizó el análisis de costos correspondientes a la fortificación y se determinó el costo promedio por cada 2 metros de avance se requiere un costo aproximado de **\$1.331,43**. En función de la longitud total planificada de 18 metros, como resultado se estableció que la inversión requerida ascendió a **\$11.982,84**

4.2. Beneficios de cada propuesta

4.2.1. Propuesta 1

Representó una ventaja económica significativa, evidenciada en el costo total de \$8.025,00 para los 18 metros de galería planificados, lo que refleja un uso eficiente de los recursos disponibles. Este sistema ha demostrado que permite optimizar la inversión en materiales sin comprometer la estabilidad y seguridad de la labor minera.

Así mismo, al emplear un sistema combinado que integra elementos de madera con refuerzo mediante pernos de anclaje y malla tejida, podemos obtener una solución técnica equilibrada y funcional, adecuadas para las condiciones del macizo rocoso.

4.2.2. Propuesta 2

Se evidenció un beneficio importante al implementar este sistema de fortificación, ya que permitió alcanzar un mayor grado de seguridad y estabilidad en la galería gracias a los materiales más resistentes y duraderos. Así mismo, la inversión de \$11.982,84 para los metros planificados se tradujo en un sostenimiento de mayor durabilidad y confiabilidad a largo plazo.

4.3. Comparación de las propuestas

ASPECTO	Propuesta 1 (Madera)	Propuesta 2 (Acero)
Elemento portante	Pilares de manera	Marcos de acero
Sistema estructural	Mucho menos	Muy alto
Durabilidad	Media	Alta
Resistencia	Media	Alta
Vida útil	Corta-media	Larga

Nota: Elaboración propia

De acuerdo al análisis se evidenció diferencias bastante significativas en costo total como en el tipo de solución estructural planteada. Ambas propuestas comparten elementos fundamentales, por lo cual, permite establecer un diferencial económico entre la propuesta 1 y 2 de \$3.957,00

Propuesta 1. Principal estructura es de madera, lo cual presenta una inversión inicial menor debido al menor costo de material y a la simplicidad constructiva. Sin embargo, su desempeño suele ser menor a largo plazo, específicamente a la humedad ya que va degradando y disminuye su resistencia.

Propuesta 2. Principal estructura es el acero, integra elementos que incrementa considerablemente el presupuesto. No obstante, ofrece mayor resistencia, estabilidad, seguridad y durabilidad, diseñada para ser permanente o futuros avances.

A modo de síntesis, ambas propuestas están considerablemente seguras y viables para una adecuada estabilidad. No obstante, su factor diferenciador está en lo económico; la propuesta

1 favorece más para un proyecto temporal por su ejecución más sencilla al emplear madera como material principal; sin embargo, el desempeño y durabilidad disminuye con el tiempo. La propuesta 2 implica mayor costo, pero ofrece ventajas en durabilidad y proyección a largo plazo. Por lo tanto, la elección final siempre dependerá de la disponibilidad económica y vida útil del proyecto.

Sin embargo, en la propuesta 2 mediante el Software Unwedge, se comprobó que es posible omitir el hormigón sin comprometer la seguridad de fortificación; los resultados dados por el Software evidencian que la estructura mantiene condiciones estables frente al macizo rocoso. Por ende, permite optimizar costos y tiempos de ejecución.

COSTO- PROPUESTA 2					
DETALLE	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	V/UNIT	V/TOTAL
Pernos anclaje	Perno de varilla corrugada cementada de 20mm diámetro x 4m (placa, tuerca, cemento inyectado)	90	unidad	\$35,00	\$3.150,00
Malla Tejida	Rollo de malla fortificación 50mm - N°8 25m x 2m	3	unidad	\$140,00	\$420,00
Marcos acero	Perfiles ΩN-21	36	unidad	\$180,00	\$6.480,00
	Abrazaderas 350mm	24	unidad	\$6,59	\$158,16
	Pernos hexagonales 5/8" x 5"	24	unidad	\$5,32	\$127,68
TOTAL					\$10.335,84

Nota. Elaboración propia

CONCLUSIONES

En el desarrollo de la presente tesis, orientada al diseño de fortificación en una galería minera de la mina ubicada en el cantón Zaruma, se logró caracterizar el macizo rocoso encajante, identificando que se trata de andesita con un RQD 64% que fue el promedio de los 2 métodos utilizados y un RMR de 39, el cual se lo califica como una calidad de roca regular a mala, condición que exige medidas de sostenimiento para garantizar la seguridad a los trabajadores durante la operación.

A partir del análisis estructural se identificaron varias familias de diaclasas cuya intersección genera una cuña crítica en el lado izquierdo del techo de la galería, con este se conoció la zona de mayor inestabilidad. Mediante el software Unwedge se pudo conocer el factor de seguridad (FS) inicial de 0.834 para dicha cuña, valor que nos confirma la necesidad de implementar un sistema de sostenimiento efectivo.

Con base en el RMR obtenido y recomendaciones del tipo de soporte con base a la experiencia (figura 31), que relaciona el RMR con el tipo de soporte, se estableció que el sostenimiento requerido debía incluir pernos, malla y marcos para el soporte del techo y paredes. Con este criterio se formularon dos propuestas.

Propuesta 1: Pernos de 4 m de largos con mallado N6, hormigón lanzado de 10 cm de espesor para las paredes y techo y marcos de madera de eucalipto.

Propuesta 2: Pernos de 4 m de largos con mallado N6, hormigón lanzado de 10 cm de espesor para las paredes y techo y marcos de acero modelo 1C5 con grapas de unión.

Cabe señalar que el análisis con el software Unwedge indico que únicamente con pernos y hormigón lanzado, el factor de seguridad de la cuña supero el valor de 1 lo que nos marcó como estable, lo que en teoría sería incensario el uso de marcos para las 2 propuestas. Sin embargo, se priorizo el criterio de la tabla (figura 31) por su respaldo en experiencias reales, considerando que el software nos entrega un estimado y que la seguridad en minería subterránea exige un enfoque más conservador para estos casos.

En cuento a la evaluación económica para los 18 metros de galería a fortificar, la propuesta 1 arrojó un costo total en material de 8.025,00 USD, mientras que las propuestas 2 resultó más elevado con un 11.982,00 USD esto se debió principalmente a la incorporación de marcos de acero.

Como alternativa de optimización económica, se identificó que en ambas propuestas podría suprimirse el hormigón lanzado, dado que la combinación de mallado con pernos de 4 m ofrece una capacidad suficiente para amortiguar la caída de rocas que pudiesen desprenderse y así los marcos quedarían para evitar cualquier desprendimiento de cuñas o rocas muy grandes. Esto permitiría reducir costos sin comprometer de manera crítica la estabilidad, especialmente en una labor minera de a pequeña escala.

Finalmente, la parte teórica desarrollada en esta investigación resultó fundamental para analizar distintas alternativas de fortificación, comprendiendo sus ventajas, limitaciones y costos. Se concluye que el diseño propuesto, ajustado a las condiciones geomecánicas y geométricas de la galería, es técnica y económicamente viable, pudiendo adaptarse según los recursos disponibles sin perder de vista el principio prioritario que es la seguridad de los trabajadores y de la infraestructura.

RECOMENDACIONES

- Con base en los resultados obtenidos y las experiencias desarrolladas durante la presente tesis, se consideran las siguientes recomendaciones para futuros diseños de fortificación en labores mineras subterráneas con características similares a la galería estudiada.
- Se debe priorizar el criterio empírico respaldado por la experiencia como la tabla del tipo de soporte, sobre los resultados de softwares numéricos. Si bien el software nos entrega valores estimados útiles siempre se debe ir por el lado más técnico y con mayor seguridad.
- Se debería optar por marcos de madera en lugar de marcos de acero cuando las condiciones geomecánicas lo permitan y el presupuesto sea limitado. La madera nos ofrece un desempeño aceptable por si se necesita reforzar galerías que serán utilizadas temporalmente y así tener un gasto menor.
- Implementar un programa de monitoreo geomecánica permanente en la galería, que incluya revisión visual de cuñas, medición de convergencias y verificación del estado de la fortificación como pernos malla y marcos. Esto nos permite detectar cualquier signo de inestabilidad y poder ajustar el diseño por si fuera necesario.
- Actualizar siempre la caracterización del macizo rocoso cada cierto tiempo o ante cambios en las condiciones de la labor (nuevas excavaciones, presencia de agua, etc.). El RQD Y RMR pueden evolucionar y requerir un rediseño del sostenimiento.

- Considerar la relación costo beneficio al elegir entre las 2 propuestas, documentando no solo el costo inicial en materiales sino también en costos de instalación, mantenimiento, transporte y un posible reemplazo. En este caso la propuesta 1 resulta más económica y técnicamente viable para los 18 metros analizados.
- La recomendación más importante para estos casos es usar siempre equipos de protección (EPP) durante las labores de fortificación y durante todo el proceso. La exposición a caídas de rocas, especialmente en una galería minera representa un riesgo significativo que debe mitigarse.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Alonso, N., Arzadun, B., & Fernández-Villa, M. (2008). *Iniciativas económicas para el desarrollo local: Viabilidad y planificación*.
<https://publicaciones.hegoa.ehu.eus/publications/196>
- Arango, J., & Cusque, J. (2018). Minería y Geología de Portovelo, Ecuador. En *Scribd*.
<https://es.scribd.com/presentation/377995651/Zaruma-Portovelo-Final>
- Bates, R. L., & Jackson, J. A. (2010). *Glossary of Geology* (2.^a ed.). American Geological Institute. (Obra original publicada en 1998, American Geological)
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering* (John Wiley & Sons).
https://iem.ca/pdf/resources/Engineering%20Rock%20Mass%20Classifications_%20A%20Complete%20Manual%20for%20Engineers%20and%20Geologists%20in%20Mining,%20Civil,%20and%20Petroleum%20Engineering.pdf
- Botero, L. F. F. B. (2002). Análisis de Rendimientos y consumos de mano de obra en actividades de construcción. *Revista Universidad EAFIT #DescubreyCrea*, 38(128), 9-21.
- Burgos Cedeño, S. L. (2015). *Desarrollo de herramienta de diseño para la estabilidad de excavaciones con entrada de personal* [Universidad de Chile].
<https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/134934>
- Chen, Y., Gustafsson, J., Tafur Rangel, A., Anton, M., Domenzain, I., Kittikunapong, C., Li, F., Yuan, L., Nielsen, J., & Kerkhoven, E. J. (2024). Reconstruction, simulation and analysis of enzyme-constrained metabolic models using GECKO Toolbox 3.0. *Nature Protocols*, 19(3), 629-667. <https://doi.org/10.1038/s41596-023-00931-7>

- Clará, P. A., Montes Guzmán, R. A., & Morales Cortez, J. A. (2006). *Concreto lanzado: Diseño de mezcla y propuesta de metodología para el control de calidad*.
<https://hdl.handle.net/20.500.14492/16338>
- Cuevas-Mons, J., Jordá-Bordehore, L., Nazareno, J. A., & Escobar, K. F. (2015). *Evaluación de la estabilidad de excavaciones mineras de pequeño diámetro mediante clasificaciones geomecánicas y análisis empíricos: El caso de la mina de San Juan, Ecuador*. 35(19-28).
- Deere, D. U., & Deere, D. W. (1998). *The rock quality designation (RDQ) index in practice*. University of Florida.
- Feijoo, F. J., & Feijoo, E. P. (2023). *Propuesta de mejora en la fortificación minera del nivel L en la concesión minera Tres Reyes, Zaruma—El Oro* [bachelorThesis, Universidad del Azuay]. <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/13118>
- Feijoo, P. (1997). *Manual de mecánica de rocas y estabilidad de túneles y talud*. Universidad del Azuay.
- Flores, F. 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* [Universidad del Azuay].
<https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/10623/1/16211.pdf>
- Galván, M. (2015). *Mecánica de rocas: Correlación entre la resistencia a carga puntual y la resistencia a la compresión simple*. Universidad del Valle.
- García Ruíz, R., & Romero, G. E. (2013). *LAS DIACLASAS, SU ORIGEN PARA UNA DEFINICIÓN Y USO ADECUADO EN DISEÑO GEOTÉCNICO*.
- Guerra, & Montes de Oca, A. (2018). Relación entre la productividad, el mantenimiento y el reemplazo del equipamiento minero en la gran minería. *Boletín Ciencias de la Tierra*, 45(14-21). <https://doi.org/https://doi.org/10.15446/rbct.n45.68711>

- Herrera Herbert, J., Castilla Gómez, J., & Díaz Muñoz. (2018). *Introducción a la Minería Subterránea. Vol. III: Construcción de infraestructura de mina en interior* (2.^a ed.). Universidad Politécnica de Madrid. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. <https://doi.org/10.20868/UPM.book.62725>
- Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (1995). *Support of underground excavations in hard rock*.
- Huamán, A. A., & Ardiles, R. V. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf
- Ingeniería Geológica. Excavaciones Subterráneas. (s. f.). *El sostenimiento de túneles basado en las clasificaciones geomecánicas. 2017*.
- Iñiguez Toral, D. C., & Feijoo Calle. (2020). *Velocidad de corte en rocas y su relación con la resistencia a la compresión simple* [bachelorThesis, Universidad del Azuay]. <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/9967>
- Latorre, J., & Contreras, H. (1994). Fostificación de minas. *Formación de expertos en seguridad minera*, 5(13-19).
- Medina, V. (s. f.). *RMR - Rock Mass Rating* -. Recuperado 4 de mayo de 2026, de <https://www.geoxnet.com/rmr-rock-mass-rating/>
- Melbye, T., Dimmock, R., & Garshol, K. F. (2001). *SPRAYED CONCRETE FOR ROCK SUPPORT*.
- Nabavi, S. T., & Fossen, H. (2021). Fold geometry and folding – a review. *Earth-Science Reviews*, 222, 103812. <https://doi.org/10.1016/j.earscirev.2021.103812>

Oliva, A., & Pozo, A. (2015). *Inestabilidad del terreno en zonas urbanas de Zaruma y Portovelo, Ecuador. Factores condicionantes y desencadenantes.*

<https://doi.org/10.13140/RG.2.2.30985.30567>

Padilla Cedeño, U. (2005). *Costo y presupuesto de la obra.*

Ramón, J. B., & Álvarez, R. P. (2016). *Diseño y Ejecución de Obras Subterráneas.* Universidad de Cantabria. <https://ocw.unican.es/course/view.php?id=175>

Yepes Piqueras, V. (2013, agosto 10). La técnica del bulonaje. *El blog de Víctor Yepes.*

<https://victoryepes.webs.upv.es/2013/08/10/la-tecnica-del-bulonaje/>

ANEXOS

MUESTRA 1



MUESTRA 2



MUESTRA 3



MUESTRA 4



MUESTRA 5



MUESTRA 6



MUESTRA 7



MUESTRA 8



MUESTRA 9



CONDICIONES GEOMÉTRICAS Y GEOMECÁNICAS DE LA MINA



Boca mina



Tipo de vagón para transporte de material



Área de estudio método lineal calculo RQD%



Área de estudio método volumetric joint RQD%



Estado de alteración



Tamaño de abertura



Orientación de las diaclasas



Tramo de la zona de estudio