



UNL

Universidad
Nacional
de Loja

Universidad Nacional de Loja

Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales

No Renovables

Carrera de Ingeniería en Minas

Diseño de la malla de perforación y voladura en la galería principal del área
minera San Josémin, cantón Zumba, provincia de Zamora Chinchipe.

Trabajo de Integración
Curricular previo a la
obtención del Título de
Ingeniera en Minas

AUTORA

Jhocelyn Cesibel Alberca Saavedra

DIRECTOR:

Ing. Carlos Danilo Ortega Vallejo. MSc.

Loja - Ecuador

2025

Certificación



UNL

Universidad
Nacional
de Loja

Sistema de Información Académico
Administrativo y Financiero - SIAAF

CERTIFICADO DE CULMINACIÓN Y APROBACIÓN DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

Yo, **ORTEGA VALLEJO CARLOS DANILO**, director del Trabajo de Integración Curricular denominado "**DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA GALERÍA PRINCIPAL DEL ÁREA MINERA SAN JOSEMÍN, CANTÓN ZUMBA, PROVINCIA DE ZAMORA CHINCHIPE**", perteneciente al estudiante **JHOCELYN CESIBEL ALBERCA SAAVEDRA**, con cédula de identidad N° **1950030898**.

Certifico:

Que luego de haber dirigido el **Trabajo de Integración Curricular**, habiendo realizado una revisión exhaustiva para prevenir y eliminar cualquier forma de plagio, garantizando la debida honestidad académica, se encuentra concluido, aprobado y está en condiciones para ser presentado ante las instancias correspondientes.

Es lo que puedo certificar en honor a la verdad, a fin de que, de así considerarlo pertinente, el/la señor/a docente de la asignatura de **Integración Curricular**, proceda al registro del mismo en el Sistema de Gestión Académico como parte de los requisitos de acreditación de la Unidad de Integración Curricular del mencionado estudiante.

Loja, 2 de Agosto de 2024



CARLOS DANILO
ORTEGA VALLEJO

F)

**DIRECTOR DE TRABAJO DE INTEGRACIÓN
CURRICULAR**



Certificado TIC/TT.: UNL-2024-001688

1/1

Educamos para Transformar

Autoría

Yo, **Jhocelyn Cesibel Alberca Saavedra**, declaro ser la autora del presente Trabajo de Integración Curricular y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y a sus representantes jurídicos, de posibles reclamos y acciones legales, por el contenido del mismo. Adicionalmente acepto y autorizo a la Universidad Nacional de Loja la publicación de mi Trabajo de Integración Curricular, en el Repositorio Digital Institucional-Biblioteca Virtual.

Firma:



Cédula de identidad: 1950030898

Fecha: 26 de febrero del 2025

Correo electrónico: Jhocelyn.alberca@unl.edu.ec

Teléfono: 0960207670

Carta de autorización por parte del autor, para consulta, reproducción parcial o total y/o publicación electrónica del texto completo, del Trabajo de Integración Curricular

Yo, **Jhocelyn Cesibel Alberca Saavedra**, declaro ser autor del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño de la malla de perforación y voladura en la galería principal del área minera San Josemín, cantón Zumba, provincia de Zamora Chinchipe**, como requisito para optar por el título de **Ingeniería en Minas**, autorizo al sistema Bibliotecario de la Universidad Nacional de Loja para que, con fines académicos, muestre la producción intelectual de la Universidad, a través de la visibilidad de su contenido en el Repositorio Institucional.

Los usuarios pueden consultar el contenido de este trabajo en el Repositorio Institucional, en las redes de información del país y del exterior con las cuales tenga convenio con la Universidad.

La universidad Nacional de Loja, no se responsabiliza por el plagio o copia del Trabajo de Integración Curricular que realice un tercero.

Para constancia de esta autorización, en la ciudad de Loja, a los dos días del mes de agosto de dos mil veinticuatro.

Firma:



Cédula de identidad: 1950030898

Fecha: 26 de febrero del 2025

Dirección: Loja

Correo electrónico: Jhocelyn.alberca@unl.edu.ec

Teléfono: 0960207670

DATOS COMPLEMENTARIOS:

Director del Trabajo de Titulación: Ing. Danilo Ortega Vallejo. MSc.

Dedicatoria

Dedico este trabajo a especialmente a mis padres Fabiola & Edward quienes con sacrificio esfuerzo me han brindado su apoyo y han sido el pilar fundamental para cumplir con esta etapa de formación. A mis hermanas y sobrina que siempre me brindaron su apoyo e inspiración en cada proceso.

De la misma manera dedico a toda mi familia y amigos que me brindaron su apoyo moral en cada proceso de formación.

Jhocelyn Cesibel Alberca Saavedra

Agradecimiento

Agradezco en primer lugar a Dios y a la Virgencita por guiarme, brindarme sabiduría y conocimiento, para culminar mis estudios con dedicación y responsabilidad.

Mis más profundos agradecimientos a mis padres por su amor incondicional, motivación y apoyo emocional como económico, a mis hermanas y sobrina por su constante motivación a culminar mis estudios.

A toda mi familia que de una u otra manera me brindaron su apoyo en cada etapa de este proceso.

A mi tutor Ing. Danilo Ortega Vallejo, por su orientación, paciencia y por sus sugerencias durante todo este proceso. Su experiencia y dedicación fueron fundamentales para llevar a cabo esta investigación.

A todos los docentes de la Carrera de Minas por brindarnos su conocimiento y apoyo constante en la formación académica.

A mis compañeros y amigos quienes compartieron sus conocimientos, ayuda y motivación en estos años de carrera, gracias por su apoyo en momentos difíciles.

De la misma manera quiero agradecer a los que conforman la compañía San Josémin por brindarme el permiso y disponibilidad para el desarrollo de mi proyecto de titulación.

Jhocelyn Cesibel Alberca Saavedra

Índice de Contenido

Portada	i
Certificación	ii
Autoría	iii
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de Contenido	vii
Índice de Tablas	x
Índice de Figuras	xiii
Índice de Anexos.....	xv
1. Título	1
2. Resumen	2
Abstract	3
3. Introducción	4
4. Marco Teórico	6
4.1 Galería principal	6
4.2 Propiedades físico-mecánicas de las rocas	6
4.3 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso.	7
4.3.1 Macizo Rocoso.....	7
4.3.2 Matriz rocosa o Roca intacta.....	7
4.3.3 Descripción de las Discontinuidades.....	8
4.3.4 Clasificación de Deere-Índice de Calidad de la Roca “RQD” (1967)	8
4.3.5 RMR de Bieniawski	9
4.3.6 Q de Barton	9
4.4 Ciclo de Trabajo Minero Subterráneo	10
4.4.1 Perforación	10
4.4.2 Voladura	13
4.4.3 Explosivos	13
4.4.4 Sistemas de Iniciación.....	15
4.4.5 Ventilación	18

4.4.6	Saneamiento	18
4.4.7	Sostenimiento	18
4.4.8	Carguío	19
4.4.9	Transporte.....	19
4.4.10	Iluminación.....	19
4.4.11	Drenaje.....	19
4.4.12	Costos Operativos.....	19
5.	Metodología.....	21
5.1	Materiales	21
5.2	Descripción general del área de estudio	21
5.2.1	Ubicación	21
5.2.2.	Acceso	22
5.2.3.	Clima e hidrografía.....	23
5.2.4.	Relieve.....	24
5.2.5.	Geología regional	24
5.2.6.	Geología estructural	25
5.3.	Procedimiento	26
5.3.1.	Metodología para el primer objetivo:.....	28
5.3.2.	Metodología para el segundo objetivo	30
5.3.3.	Metodología para el tercer objetivo:	39
6.	Resultados	51
6.1.	Resultado del primer objetivo: Describir el proceso actual de perforación.....	51
6.2.	Resultados del segundo objetivo: “Caracterizar el macizo rocoso”.....	59
6.2.1.	Levantamiento topográfico superficial y subterráneo	59
6.2.2.	Caracterización geológica	60
6.2.3.	Propiedades físico-mecánicas de las rocas.....	64
6.2.4.	Caracterización geomecánica de la galería principal	69
6.3.	Resultados del tercer objetivo: Calcular los parámetros de la malla de perforación.....	75
6.3.2.	Costos del proceso de perforación y voladura	108
6.3.3.	Ventilación:	109

6.3.4.	Limpieza o saneo:.....	112
6.3.5.	Fortificación:	112
6.3.6.	Carga y transporte:	112
6.3.7.	Drenaje:	117
6.3.8.	Iluminación en el frente:	117
6.3.9.	Análisis de costos	118
7.	Discusión	122
8.	Conclusiones	125
9.	Recomendaciones	126
10.	Bibliografía	127
11.	Anexos	133

Índice de Tablas

Tabla 1: Materiales.....	21
Tabla 2: Coordenadas de la Concesión Minera Bellavista 1.....	21
Tabla 3: Rutas.....	23
Tabla 4: Descripción del proceso de arranque actual de perforación y voladura.	28
Tabla 5: Descripción de los costos unitarios del sistema de arranque actual.	29
Tabla 6: Levantamiento geológico estructural.....	32
Tabla 7: Descripción de la roca.....	32
Tabla 8: Ficha sobre ensayo de compresión simple.....	36
Tabla 9: Parámetros del Índice Q de Barton.	38
Tabla 10: Datos para el cálculo de la zapatera.	43
Tabla 11: Descripción de los costos unitarios del sistema de arranque propuesto.	49
Tabla 12: Interpretación de costos por avance.	50
Tabla 13: Análisis de costos unitarios del diseño.	50
Tabla 14: Información sobre la concesión minera	51
Tabla 15: Dimensiones de los fragmentos resultado de la voladura actual.	54
Tabla 16: Tiempos del proceso.	55
Tabla 17: Consumo de sustancia explosiva	55
Tabla 18: Cálculo del consumo específico	57
Tabla 19: Consumo específico de explosivos.	58
Tabla 20: Consumo específico por voladura.....	58
Tabla 21: Costo total por metro de avance	59
Tabla 22: Datos estructurales de la Galería principal.	62
Tabla 23: Estaciones	65
Tabla 24: Peso específico aparente	65
Tabla 25: Resultados del peso específico real.	66
Tabla 26: Resultados del ensayo de porosidad	67
Tabla 27: Ensayo de compresión simple.....	68
Tabla 28: Valoración y análisis del RQD.	70
Tabla 29: Resultados del RMR	71
Tabla 30: Resultados del parámetro Q.....	72
Tabla 31: Valores del RMR	73
Tabla 32: Especificaciones técnicas de la perforadora YT 27.	75
Tabla 33: Especificaciones técnicas sobre el explosivo.....	76

Tabla 34: Especificaciones técnicas sobre el explosivo en la columna.	77
Tabla 35: Especificaciones técnicas del detonador con retardo.	78
Tabla 36: Características de la roca y el frente de explotación.	80
Tabla 37: Distribución de las secciones.	83
Tabla 38: Resultado de la sección cuele.	85
Tabla 39: Resultado de la sección 2.	86
Tabla 40: Resultado de la sección 3.	87
Tabla 41: Datos de la carga de fondo y columna del cuele.	87
Tabla 42: Resultado de los hastiales.	89
Tabla 43: Resultado del contorno del techo.	90
Tabla 44: Datos para el cálculo de la zapatera.	91
Tabla 45: Resultado de la zapatera.	92
Tabla 46: Resultado de las ayudas de destroza.	94
Tabla 47: Total de sustancia explosiva.	94
Tabla 48: Características de la roca y el frente de explotación.	96
Tabla 49: Cálculo de secciones de la segunda propuesta.	97
Tabla 50: Distribución de carga de las secciones.	97
Tabla 51: Cálculo del Burden y espaciamiento de los barrenos.	98
Tabla 52: Distribución de cargas.	98
Tabla 53: Total de sustancia explosiva.	99
Tabla 54: Características de la roca y el frente de explotación.	100
Tabla 55: Distribución de las secciones.	101
Tabla 56: Distribución de cargas.	101
Tabla 57: Cálculo del Burden y espaciamiento entre barrenos.	102
Tabla 58: Distribución de carga.	102
Tabla 59: Total de sustancia explosiva.	103
Tabla 60: Tiempos de retardo para cada sección.	105
Tabla 61: Consumo de sustancia de explosiva.	106
Tabla 62: Cálculo del consumo específico.	107
Tabla 63: Consumo específico de explosivos.	108
Tabla 64: Consumo específico por voladura.	109
Tabla 65: Especificaciones técnicas del ventilador VA50F-10.	111
Tabla 66: Especificaciones técnicas de la manga de ventilación.	111
Tabla 67: Especificaciones técnicas del carro minero.	113

Tabla 68: Ciclograma de las actividades.....	116
Tabla 69: Resumen de los tiempos de la actividad minera.	116
Tabla 70: Lámpara móvil.....	117
Tabla 71: Costos por Mano de Obra.	118
Tabla 72: Costo por materiales e insumos.	119
Tabla 73: Costos por perforación y voladura.....	119
Tabla 74: Costos por alimentación.....	120
Tabla 75: Costos por depreciación.....	120
Tabla 76: Costo total por metro de avance del proceso actual y el propuesto del diseño de la malla de perforación y voladura.....	121
Tabla 77. Costo perforación del proceso actual.	152

Índice de Figuras

Figura 1: Mapa de ubicación de la Mina San Josemín.	22
Figura 2: Ruta de Accesos desde la Capital hasta el área de estudio.....	23
Figura 3: Ruta Loja-Bellavista-Mina San Josemín.....	23
Figura 4: Principal red hidrográfica (Río Mayo)	24
Figura 5: Mapa geológico regional.	26
Figura 6: Flujograma de la metodología	27
Figura 7: Levantamiento topográfico con estación total.	31
Figura 8: Toma de datos para la caracterización geológica	32
Figura 9: Ensayo del peso específico aparente	34
Figura 10: Ensayo del peso específico real.....	35
Figura 11: Ensayo de compresión simple	36
Figura 12: Datos de la maquinaria usada actualmente.....	52
Figura 13: Retacado de la sustancia explosiva.....	52
Figura 14: Proceso de Encendido	53
Figura 15: Esquema de cargado de barrenos	53
Figura 16: Distribución actual de los barrenos.	54
Figura 17: Dimensiones de los fragmentos resultado de la voladura actual.....	55
Figura 18: Mapa Topográfico Superficial.....	59
Figura 19: Levantamiento topográfico interior mina.....	60
Figura 20: Corte topográfico interior mina.	60
Figura 21: Granodiorita gris	61
Figura 22: Granodiorita.....	61
Figura 23: Roca Corneana	62
Figura 24: Mapa Geológico estructural de la Galería Principal.....	64
Figura 25: Corte del mapa Geológico estructural.	64
Figura 26: Valorización del peso aparente	66
Figura 27: Valorización del peso específico real.....	67
Figura 28: Valorización de la porosidad.	68
Figura 29: Distribución de los valores de resistencia	69
Figura 30: Fractura de las muestras por el ensayo de compresión	69
Figura 31: Valorización del RMR	71
Figura 32: Sostenimiento de acuerdo al RMR.....	72
Figura 33: Sostenimiento según Q de Barton	73

Figura 34: Mapa Geomecánico RMR y Q de Barton.	75
Figura 35: Sección de la galería	79
Figura 36: Diseño de la nueva malla de perforación y voladura.	95
Figura 37: Distribución de carga de corona y hastiales.	95
Figura 38: Distribución de carga de las ayudas, cuele, destroza y zapatera.	96
Figura 39: Diseño de malla de perforación y voladura propuesta 2	99
Figura 40: Distribución de los barrenos de la propuesta 3.....	103
Figura 41: Descripción de los datos y explosivos en el software Drif.....	106
Figura 42: Descripción de los datos de la galería y del explosivo.....	106
Figura 43: Modelado del circuito de ventilación propuesto.....	112
Figura 44: Zanja.....	117
Figura 45: Galería de transporte.	118

Índice de Anexos

Anexos 1: Mapa de Ubicación.....	133
Anexos 2: Mapa Geológico Regional.....	133
Anexos 3: Diseño actual de la malla de perforación y voladura	133
Anexos 4: Mapa topográfico Superficial	133
Anexos 5: Mapa Topográfico Interior mina	133
Anexos 6: Mapa Geológico Estructural	133
Anexos 7: Mapa Geomecánico RMR y Q de Barton	133
Anexos 8: Diseño propuesto de la malla de perforación y voladura.	133
Anexos 9: Registro de las actividades actuales del proceso de perforación y voladura. ..	134
Anexos 10: Registro de los costos unitarios de perforación y voladura.	136
Anexos 11: Parámetros de clasificación RMR	137
Anexos 12: Análisis mineralógico	139
Anexos 13: Mapeo por el Método de las Ventanas.	141
Anexos 14: Análisis de costos del proceso actual	152
Anexos 15: Análisis de costos del diseño propuesto de la malla de perforación.	158
Anexos 16: Certificado de traducción de resumen.	164

1. Título

Diseño de la malla de perforación y voladura en la galería principal del Área Minera San Josemín, cantón Zumba, provincia de Zamora Chinchipe.

2. Resumen

El desarrollo del presente trabajo de investigación se plantea una propuesta de diseño de una malla de perforación y voladura de la galería principal de la mina San José, ubicada en el barrio Bellavista, cantón Zumba. La perforación anti técnica y falta de estudio del macizo rocoso genera una inadecuada fragmentación, sobre rotura en los hastiales, la falta de paralelismo entre barrenos, lo que genera la necesidad de diseñar una malla de voladura de acuerdo a los parámetros técnicos de macizo rocoso.

La investigación tuvo inicio con la recolección de información de campo, donde se realizó una visualización y registro de las actividades actuales de perforación y voladura, costos unitarios, equipos y maquinaria.

Seguido, se realizó un levantamiento topográfico del área de estudio, caracterización geomecánica y geológica, donde se tomaron muestras a lo largo de la galería principal de 524 m de avance y frente de explotación. Se determinó las propiedades físicas como peso específico, peso real, porosidad, además de las propiedades mecánicas como ensayos de resistencia de compresión simple que permitieron determinar la resistencia de la roca a perforar. Dentro de la caracterización geomecánica mediante la clasificación de RMR de Bieniaswki y Q de Barton se determinó la calidad de la roca obteniendo como resultado una roca de calidad buena y muy buena.

Posterior, se diseñó de la malla de perforación de acuerdo a los parámetros técnicos del macizo rocoso mediante la metodología de Holmberg y López Jimeno, se seleccionó el tipo de explosivo a usar, el sistema de iniciación, dando como resultado un pasaporte de perforación de 34 barrenos con lo que se extraerá 27 Toneladas por avance de voladura, con un consumo de sustancia explosiva de 23.97 kg, con un costo por metro de avance de 408,85 \$.

Palabras clave: Galería principal, perforación, voladura, caracterización geológica y geomecánica.

Abstract

The development of this research work proposes a design proposal for a drilling and blasting mesh for the main gallery of the San Josemín mine, located in the Bellavista neighborhood, Zumba canton. Non-technical drilling and lack of study of the rock mass generates inadequate fragmentation, overbreaks in the gables, the lack of parallelism between holes, which generates the need to design a blasting mesh according to the technical parameters of the rock mass.

The investigation began with the collection of field information, where a visualization and recording of current drilling and blasting activities, unit costs, equipment and machinery was carried out.

Next, a topographic survey of the study area, geomechanical and geological characterization was carried out, where samples were taken along the main gallery of 524 m of advance and exploitation front. Physical properties were determined such as specific weight, real weight, porosity, in addition to mechanical properties such as simple compression resistance tests that allowed determining the resistance of the rock to be drilled. Within the geomechanical characterization using Bieniaswski's RMR and Barton's Q classification, the quality of the rock was determined, resulting in a rock of good and very good quality.

Subsequently, the drilling mesh was designed according to the technical parameters of the rock mass using the methodology of Holmberg and López Jimeno, the type of explosive to be used, the initiation system, was selected, resulting in a drilling passport of 34 holes with which 27 tons will be extracted per blast advance, with an explosive substance consumption of 23.97 kg, with a cost per meter of advance of \$408.85.

Keywords: Main gallery, drilling, blasting, geological and geomechanical characterization.

3. Introducción

La galería principal de estudio perteneciente Área minera San Josemín dentro de la concesión minera Bellavista 1 Código 500950, ubicado en la parroquia Zumba, barrio Bellavista.

Un diseño eficiente de una malla de perforación y voladura es fundamental para la factibilidad de un proyecto dentro del ámbito minero como es la apertura de una galería, lo que impulsa a una mejora en la productividad, seguridad en las operaciones y tiene un impacto significativo en los costos operacionales.

Los trabajos para la presente investigación fueron realizados tanto en campo como en laboratorio con la finalidad de obtener información a detalle del área de estudio, para determinar y plantear los procesos en la ejecución del diseño de una malla de perforación y voladura.

La recolección de información se la realizó en interior mina mediante un recorrido del terreno, haciendo una observación directa y registro de las actividades actuales dentro de proceso de perforación y voladura, así como también se realizó la toma de datos para la caracterización geomecánicas, toma de muestras para el análisis de las litologías presentes y calidad del macizo rocoso.

El objetivo principal de esta investigación fue el diseño de una malla de perforación y voladura de la galería principal de la mina San Josemín con una longitud de estudio de 524 metros, con el fin de recomendar los equipos, materiales, insumos y sustancia explosiva adecuados en el proceso de arranque y minimizar el mantenimiento de equipos, una inadecuada fragmentación y consumo excesivo de sustancia explosiva, para ellos se evaluó la calidad del macizo rocoso empleando las clasificaciones geomecánicas de RMR de Bieniaswki y Q de Barton, además se analizó el frente de explotación donde se va a realizar el diseño mediante ensayos de compresión y propiedades índice de la roca. Finalmente se determinó un análisis de costos operacionales que con lleva el proceso actual perforación por metro de avance con el nuevo diseño.

Objetivos

Objetivo General

Diseñar la malla de perforación y voladura de la galería principal del Área Minera San Josemín, ubicada en el barrio Bellavista,

Objetivos Específicos

- ✓ Describir el proceso actual de perforación y voladura de la mina San Josemín.
- ✓ Caracterizar el macizo rocoso mediante las propiedades físico-mecánicas y el sistema de clasificación geomecánica RMR de Bieniaswki y Q de Barton de la galería principal de la mina San Josemín.
- ✓ Calcular los parámetros de la malla de perforación y voladura en base a las condiciones levantadas del macizo rocoso de la mina San Josemín.

4. Marco Teórico

La presente investigación se centra principalmente en plantear un diseño de perforación y voladura en la galería principal basados en la caracterización del macizo rocoso, propiedades físico-mecánicas de la roca, con la finalidad de seleccionar el explosivo adecuado, determinar la distribución de los barrenos, los equipos y optimizar costos basados en informes, estudios precedentes y otras fuentes de información, que abordan temas de revisión de los métodos de perforación y voladura. Para ello se llevó a cabo una investigación teórica que abarca los siguientes temas:

4.1 Galería principal

(Estruch Serra & Tapia Gómez, 2003) destacan que las galerías en una mina son usadas con varias finalidades como: preparación de los túneles, exploración, acceso del personal a las excavaciones o frentes de trabajo, transporte del mineral, ventilación, entre otras labores. Además, en ellas se instalan las vías, bandas transportadoras, cables eléctricos y cables para el agua. Las galerías, por las presiones del terreno o luego del proceso de arranque suelen requerir sostenimiento, mismas que deben estar conservadas de forma permanente, como los principales accesos a mina. En el dimensionamiento de una galería principal está dado específicamente por los equipos, tomando en consideración un espacio libre requerido a paredes y techo, conducto de ventilación, drenaje y líneas de servicio.

4.2 Propiedades físico-mecánicas de las rocas

a. *Propiedades físicas*

Otaño (2014), menciona que ciertas propiedades físico-químicas de las rocas muestran un comportamiento específico debido a la acción sobre ellas de diferentes capas externas. Es por ello, que describe las siguientes propiedades:

- **Porosidad.** “Se llama porosidad al conjunto de todos los espacios existentes entre partículas mineras que forman la roca. Esta propiedad describe la relación entre el volumen ocupado por los huecos o poros en la roca y el volumen total” (p.11).
- **Densidad.** “Se refiere a la masa de la unidad de volumen de la parte sólida de una roca. Está determinada por la densidad de los minerales que componen la parte mineral de la roca” (p.12).
- **Peso específico.** “Se define al peso como la unidad de volumen de la fase sólida de las rocas” (p.12).
- **Peso volumétrico.** “Es el peso por unidad de volumen en su estado natural, cuando la roca está seca por completo y presenta poros. Este peso siempre es menor al peso específico de la roca”. (p.15)

- **Dureza.** “Es la resistencia que presenta la roca a ser rayada, desgastada o desintegrada. Esta propiedad es fundamental en minería, permite determinar la forma en que una roca puede ser perforada, fragmentada o procesada” (p.47).
- **Permeabilidad.** “Es la capacidad que tiene una roca para permitir el paso de un fluido a través de sus poros y fracturas” (FasterCapital, 2024).
- **Esponjamiento.** El esponjamiento en las rocas se conoce como el aumento de su volumen a consecuencia de la extracción, en relación al volumen que la roca ocupaba al formar parte del macizo rocoso antes de ser extraído. (Sánchez Villareal, 2012, p. 31)

b. Propiedades mecánicas

“Estas propiedades manifiestan la interacción de dos cuerpos sólidos, uno de los cuales es la roca o de ondas elásticas con la roca” (Otaño, 2014, p.19).

Resistencia a la compresión simple: “Es la propiedad más comúnmente evaluada en las rocas, y en base a su valor se establecen clasificaciones en mecánica de rocas. Se la determina sobre una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio” (González de Vallejo, 2002. p,132).

Resistencia a la tracción. “Es el esfuerzo máximo que una roca puede soportar antes que se produzca una deformación o una fractura. Se obtiene aplicando fuerzas traccionales o distintivas a una probeta cilíndrica de roca en el laboratorio”. (Otaño, 2014, p.10)

Resistencia al corte o cizalla. Es la resistencia que brinda una parte del cuerpo sólido que ejerce en relación con otra parte del mismo cuerpo. El valor de esta resistencia se determina entre la relación de la fuerza tangencial de ruptura y la superficie lineal de corte. (Sánchez Villareal, 2012, p. 24)

4.3 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocos.

Las clasificaciones son sistemas usados para evaluar y categorizar la estabilidad y comportamiento del macizo rocoso.

4.3.1 Macizo Rocos

Un macizo rocoso se define como una formación geológica que se caracteriza por una masa sólida y continua de roca, demostrando cohesión y resistencia estructural, presentan comúnmente un elevado número de discontinuidades, por ello es necesario analizar su comportamiento.

Dentro de la actividad minera implican excavaciones, túneles y cimientos, la inclinación, orientación y calidad del macizo son factores fundamentales. (Ramírez et ál, 2004).

4.3.2 Matriz rocosa o Roca intacta

“Es aquella que no presenta ningún tipo de discontinuidades o, bloques de roca entre discontinuidades” (González de Vallejo, 1999).

4.3.3 Descripción de las Discontinuidades

“Las discontinuidades presentes en la roca ejercen influencia sobre la resistencia, permeabilidad y durabilidad de la masa. Evaluar con precisión la geometría, naturaleza, estado y condición de estas discontinuidades es de suma importancia, teniendo en cuenta los parámetros fundamentales” (Delgado Ruiz, 2016).

Ramírez et ál, (2004), describen los siguientes parámetros:

- **Orientación.** “Define a las discontinuidades mediante la dirección del buzamiento y la pendiente del plano horizontal” (p. 185)
- **Espaciado.** “La separación entre los planos de discontinuidad determina el tamaño de los bloques de roca y, por lo tanto, influye en el comportamiento mecánico del macizo rocoso” (p. 187).
- **Rugosidad.** “En una discontinuidad la rugosidad tiene una gran influencia sobre su resistencia al corte, la cual es tanto menor cuanto mayor sea su apertura y espesor de relleno” (p. 190).
- **Abertura.** “Las aperturas pueden ser tanto cerradas, abiertas y rellenas” (pp. 193-194).
- **Relleno.** “El relleno proviene por la alteración del material en las paredes de las discontinuidades, causado por la fricción que existe entre ellas y al arrastre de partículas finas por el agua que se filtra por las mismas” (p. 195).

4.3.4 Clasificación de Deere-Índice de Calidad de la Roca “RQD” (1967)

Consuegra (2021), define que el *RQD* se ha determinado mediante el parámetro J_v , el cual representa el número total de discontinuidades que atraviesa una unidad de volumen ($1m^3$) del macizo rocoso. Este parámetro evalúa la calidad del macizo rocoso in situ según su grado de fracturación, se fundamenta en cuantificar la calidad del macizo rocos con base a la longitud de los testigos recuperados de sondeos.

Cuando no se dispone de sondeos, una manera directa de estimar el índice *RQD* es la utilización del índice volumétrico de juntas (J_v), se calcula contando las discontinuidades de cada familia que interceptan una longitud determinada.

De acuerdo a esto y utilizando la expresión de Palmstrom, se puede obtener el *RQD* mediante la siguiente expresión:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Donde:

Jv: juntas por m^3 (se obtiene sumando las juntas por metro de cada familia de discontinuidades).

4.3.5 *RMR de Bieniawski*

Maureen Carrillo (2002), destaca que este método permite evaluar la estimación de la calidad del macizo rocoso, mediante la medición rápida y económica de los parámetros simples de campo. Utilizando el RMR, es posible establecer algunas propiedades geotécnicas preliminares del macizo, para analizar la estabilidad del talud del frente de explotación actual. Tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión simple de la roca.
- Parámetro RQD (Rock Quality Designation).
- Estado de las discontinuidades.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condición hidrogeológica.
- Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

El *RMR* está dividido en cinco tipos de calidad y con su rango de características geotécnicas que van desde 0 a 100, que clasifica el macizo rocoso en 5 calidades, a cada calidad se le asigna una calificación como se detalla a continuación:

- Clase I: Muy buena con un rango de 100-81.
- Clase II: Buena con un rango de 80-61.
- Clase III: Media con un rango de 60-41.
- Clase IV: Mala con un rango de 40-21.
- Clase V: Muy mala con un rango menor a 20.

4.3.6 *Q de Barton*

Según Barton (1974), en esta clasificación se categorizan a los macizos rocosos según el índice de calidad *Q*, considerandos característicos como la resistencia de las discontinuidades, separación y alteración, basado en los 6 parámetros siguientes:

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

Donde:

- **R.Q.D:** índice de calidad de la roca.
- **Jn:** Número de familias juntas.

- **Jr:** Rugosidad de las juntas.
- **Ja:** Meteorización de las juntas.
- **Jw:** Agua en las juntas.

4.4 Ciclo de Trabajo Minero Subterráneo

“El ciclo de trabajo en una mina comienza con la perforación, voladura, ventilación, acarreo o transporte del mineral, saneamiento, sostenimiento dependiendo del tipo de roca y procesamiento del material” (Bernaola et ál,2013, p. 5)

4.4.1 Perforación

"La perforación es una labor minera fundamental que prepara al macizo rocoso para el proceso de voladura, se basa en crear orificios o huecos con la distribución y geometría adecuada en la roca para colocar los explosivos y accesorios para la fragmentación de la roca" (López Jimeno C, 2004, p. 16).

4.4.1.1 Métodos de perforación. De acuerdo a López Jimeno C, (2004), existen varios métodos de perforación de las rocas, los mismos que se desarrollan según su aplicación, Se clasifican de la siguiente manera:

- **Métodos roto-percutivos.** Estos métodos son empleados en casi todos los tipos de roca, las maquinas empleadas para este propósito se lo realiza de dos tipos, tanto si el martillo se sitúa en cabeza como en el fondo del barreno.
- **Métodos rotativos.** Este método se subdivide a su vez en dos grupos, empelando triconos o por corte. El primer sistema se aplica en rocas de dureza media a alta y el segundo en rocas blandas.
- **Percusión.** Este método se utiliza en todas las operaciones de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por impacto de un útil de filo más o menos aguzado sobre la misma. (Bernaola et ál,2013, p. 7)

4.4.1.2. Tipos de perforación

- **Perforación manual.** "Se lleva a cabo con equipos ligeros utilizados en la minería artesanal, es decir es un método empírico, se realiza mediante equipos ligeros manejados a mano por perforistas" (López Jimeno C, 2004).
- **Perforación neumática.** "Es un método de perforación que usa el aire comprimido a una determinada presión para hacer girar una broca y perforar la roca. Se utiliza una perforadora convencional y hace huecos de diámetro pequeño con barrenos integrales, que se encarga de triturar la roca al interior del barreno" (López Jimeno C, 2004).

- **Perforadora eléctrica:** Orduz (1986) dice que “La perforadora eléctrica es aquella en la que la fuente de energía para realizar los barrenos es eléctrica”. (p.8)
- **Perforadora hidráulica:** este tipo de perforación se realiza mediante el empleo de equipos altamente sofisticados, de gran capacidad de avance, utiliza energía hidráulica para la transmisión, control de fuerzas y movimientos en perforación. La gran ventaja de estos equipos es la precisión y paralelismo. (Minera, 2017)

4.4.1.3. Equipos de perforación

En la minería, se distinguen 3 tipos de máquinas perforadoras:

- **Manuales:** son equipos que utilizan percusión con aire comprimido y están diseñados para perforar agujeros pequeños, que van entre 25 a 50 mm de diámetro. Estas máquinas son empleadas tanto para trabajos horizontales al piso o verticales al techo(stopers). Utilizan barrenos de acero integrales terminados en una broca fija tipo bisel, o barrenos con broca acoplable (Castro & Rosado, 2023).
- **Mecanizadas:** este tipo de herramientas son particularmente de percusión y rotopercusión, instaladas en chasis sobre ruedas u orugas, diseñadas para perforar agujeros de hasta 150 mm (6" de diámetro) y alcanzar profundidades de hasta 20 m. Ejemplos de estas son el wagon drill, track drill y martillos neumáticos o hidráulicos, los cuales utilizan barrenos acoplables con brocas intercambiables (Castro y Rosado, 2023).
- **Mecanizadas rotatorias:** este tipo de maquinaria presenta ciertas características como presentar dimensiones considerables y se utiliza en tajos abiertos. Está instalada sobre camiones u orugas con capacidad de movimiento propio y equipada con un motor rotatorio independiente. Esta máquina realiza la perforación ejecutando presión (presión de barra) utilizando brocas rotatorias tricónicas. (Castro & Rosado, 2023)

4.4.1.4. Esquema de perforación

La distribución de los taladros se planifica teniendo en cuenta los resultados de varias voladuras anteriores y por la experiencia de los perforistas. El explosivista decide de manera subjetiva la ubicación y cantidad de barrenos a perforar por voladura, sin tener en cuenta las características de las rocas, condiciones geológicas presentes en el sector, las dimensiones del banco ni las condiciones de la carga explosiva. (Correa et al, 2017, p.49)

- **Perforación de corte o arranque:** La fragmentación de la roca en este de tipo perforación se originarse principalmente como consecuencia de los esfuerzos

generados de cizalladura. Por lo tanto, la velocidad de perforación varía de forma proporcional a la velocidad de giro. Además, es proporcional a la fuerza de empuje, siempre y cuando no supere un límite que haga a la broca hundirse tanto en la formación y quede atascada. (Bernaola et al., 2013, pp.26-27)

- **Corte en cuña:** Consiste en cuatro, seis o más taladros convergentes por pares en varios planos de modo que la cavidad abierta tenga la forma de una cuña. Este método es más fácil de ejecutar, aunque presenta un avance más corto en túneles estrechos debido a la dificultad de perforación. Las cuñas pueden estar dispuestas en sentido vertical u horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros varía entre 60 a 70°. (EXSA, 2019, pp.184-185)
- **Corte en abanico:** Es similar al método de arrastre, la diferencia es que el corte es a partir de uno de los lados del túnel, disponiéndose los taladros en forma de un abanico. También se le denomina a este método como corte de destroce debido a que se basa en la rotura de toda la cara libre o frente de ataque del túnel. Requiere de cierta anchura para conseguir avance aceptable. (EXSA, 2019, p.197)
- **Corte quemado:** “En este método de arranque todos los taladros se perforan de forma paralelos y con el mismo tamaño de diámetro, algunos taladros se llenan con gran cantidad de explosivo mientras que otros se dejan vacíos, debido a elevadas concentraciones de carga, la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda del arranque, no dándose las condiciones óptimas para la salida del disparo como ocurre con los arranques cilíndricos. Los avances son limitados y no van más allá de los 2.5 m por disparo” (Pari, 2019, p.8)
- **Corte cilíndrico:** “Actualmente, este método de arranque es el más utilizado en la excavación de obras subterráneas, independientemente de sus dimensiones. Se considera una mejora adicional en el inicio del incendio. Consiste en uno o dos orificios vacíos u orificios de extensión en la dirección en que los orificios cargados se rompen paso a paso. Los taladros de gran diámetro (65 a 175 mm) se perforan con escariadores.” (Noa, 2019, p.15)

4.4.1.5. Malla de perforación

Inga (2020) afirma que “El diseño de malla de perforación es un trazo o esquema de un conjunto de taladros que se perforan en una determinada sección o frente, los cuales tienen una distribución y simetría. Este diseño tiene la función de fragmentar y desplazar el material roto

de acuerdo con las exigencias requeridas. Además, para el diseño de la malla de perforación, es crucial contar con las propiedades y características geomecánicas del macizo rocoso” (p.15).

4.4.2 Voladura

Bernaola et al., 2013 definen a la voladura como un proceso en los que implica colocar una cierta carga de explosivo en los agujeros o barrenos y detonarlos en un orden específico para lograr resultados de fragmentación y desplazamiento deseados, sin dañar áreas próximas. (p.139)

4.4.3 Explosivos

Bernaola et al., 2013 explican que “Los explosivos son sustancias químicas que carecen de cierto grado de inestabilidad en los enlaces atómicos de sus moléculas, pueden reaccionar de manera rápida ante determinadas condiciones o impulsos externos, de disociación y reagrupación de los átomos en formas más estables.” (p.65)

4.4.3.1. Sustancia Explosiva

Bernaola et al. (2013) explican que las sustancias explosivas, en general, son compuestos químicos susceptibles de reaccionar de manera violenta al descomponerse sus moléculas y volver a agruparse en formas más estables (p. 91).

- **ANFO (Ammonium Nitrate + Fuel Oil)**, es un tipo de explosivo desarrollado con el objetivo de reducir la proporción de nitroglicerina para mejorar su seguridad. Este explosivo está compuesto principalmente por un 94 % de nitrato amónico, actuando como oxidante, y alrededor de un 6 % de gasoil, que actúa como combustible. Debido a su consistencia granular y a la solubilidad del nitrato amónico, el ANFO no es resistente al agua, por lo que se desaconseja su aplicación en barrenos que contengan este elemento (Bernaola et al., 2013, p.99).
- **Hidrogel:** son un tipo de explosivos que están compuestos por una mezcla de disolución oxidante y monometilamina. Se caracterizan principalmente por que no producen exudación y presentan gran velocidad de detonación, elevada resistencia al roce y al impacto produciendo humos de menor toxicidad (Structuralia, 2016).
- **Emulsiones:** Es un tipo de explosivo que se utiliza por su máxima seguridad y potencia, siendo adecuado para barrenos con presencia de agua, el último desarrollo en explosivos industriales lo constituyen las conocidas como emulsiones. Están compuestas principalmente por nitrato amónico o nitrato sódico, con un contenido en agua entre el 14 y el 20 %, alrededor de un 4 % de gasoil y pequeñas cantidades (1-2%) de otros productos. (Bernaola et al., 2013, p.98-102)

4.4.3.2. Propiedades y características de los explosivos

Bernaola et al., (2013), definen que la selección del explosivo más adecuado para un fin determinado, implica conocer las características de cada explosivo y, a partir de ellas, elegir el más apropiado al tipo de aplicación requerida. (p.71)

Las características de carácter práctico que son básicas de un explosivo son las siguientes:

- **Potencia explosiva:** Se define como la capacidad que posee el explosivo para romper y proyectar la roca. Esta potencia puede estimarse mediante cálculos teóricos y suele estar relacionada con el calor de explosión y con el volumen de gases generados. (p.71)
- **Poder rompedor:** El poder rompedor de un explosivo se refiere a su capacidad de quebrantar la roca mediante la onda de detonación, sin considerar la presión de los gases generados, que es lo que se mide como potencia. (p.75)
- **Velocidad de detonación:** la detonación de una columna continua de explosivo provocará la transformación de dicho explosivo en un gran volumen de gases a alta temperatura y presión. Esta transformación ocurre a gran velocidad misma que se conoce como velocidad de detonación, siendo su unidad de medida metros por segundo (m/s). la velocidad de detonación es un factor importante a considerar al elegir un explosivo. (p.77)
- **Densidad:** La densidad es una característica crucial de los explosivos industriales. Depende del tipo de componentes utilizados en su fabricación, ya que, a mayor densidad del explosivo, mayor es la concentración de carga para un diámetro de barreno determinado. La densidad relativa de los explosivos está comprendida entre 0,8 y 1,5. (p.80)
- **Diámetro crítico:** “El diámetro crítico es el diámetro mínimo de una carga cilíndrica por debajo del cual la onda de detonación no se propaga o lo hace a una velocidad mucho menor a la nominal.” (Bernaola et al., 2013, p.81)
- **Masa crítica:** “Es la mínima cantidad de explosivo que se necesita para que se produzca la detonación por efecto de una llama.” (p.81)
- **Resistencia al agua:** “Es la característica por la cual un explosivo, puede mantener sus características durante un periodo de tiempo en contacto con el agua sin necesidad de cubierta especial” (p.81)
- **Calidad de los humos:** Los humos residuales son el conjunto de productos gaseosos resultantes de la reacción de detonación del explosivo entre los que se

hallan vapores nitrosos, vapor de agua, monóxido de carbono y anhídrido carbónico. (p.81)

- **Toxicidad:** los principales componentes de los explosivos, como los glicoles nitrados y la nitroglicerina, actúan como vasodilatadores y pueden causar dolor de cabeza por inhalación o absorción cutánea. Al entrar en contacto con la piel, pueden causar diversas alteraciones como dermatitis, decoloración, etc. Es por ello que la manipulación de los explosivos debe realizarse tomando las debidas precauciones. (p.82)
- **Sensibilidad:** Se define como la cantidad de energía de iniciación que hay que transmitirle para que se produzca su detonación. Se pueden considerar diferentes aspectos relativos a la sensibilidad de los explosivos; unas afectan a la seguridad en la manipulación, mientras que otros se relacionan en su iniciación durante la voladura. (p.82)
- **Calor de explosión:** “La adición de ciertos elementos a la formulación de algunos explosivos, como por ejemplo el polvo de aluminio, proporciona un incremento notable del calor de reacción.” (p.86)

4.4.4 Sistemas de Iniciación

Los distintos sistemas de iniciación, también llamados detonadores, se utilizan tanto en voladuras al aire libre como en el interior de las minas. Su función principal es iniciar la detonación de los explosivos dentro del barreno o activar el cartucho cebo que desencadena la explosión en su interior. Algunos de los detonadores más comunes incluyen los eléctricos y los no eléctricos (Bernaola et al., 2013, p.111).

- **Detonadores eléctricos:** Los detonadores eléctricos están constituidos por una cápsula de aluminio o cobre en la que se aloja un inflamador, un explosivo iniciador y un explosivo base, como la pentrita. La potencia de los detonadores está determinada por la cantidad de la carga del detonador o cualquier otro explosivo equivalente de que disponen. (p.112)
- **Detonadores no eléctricos:** Los sistemas de iniciación con detonadores no eléctricos se basan en la onda de choque de baja velocidad de detonación (2000 m/s). La onda se canaliza a través de un tubo de plástico, denominado tubo de choque, hasta la cápsula del detonador. (p.115)

- **Componentes del sistema fulminante y mecha de seguridad:** “Para la descripción de este tema se considera lo siguiente: Fulminante común o detonador y mecha de seguridad o mecha lenta.” (Company, 2021)
- **Fulminante común o detonador:** Está constituido por una cápsula cilíndrica de aluminio sellada en uno de sus extremos. En su interior se encuentra un explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo conocido como carga base. (Company, 2021)
- **Mecha de seguridad o mecha lenta:** Este material se destaca por su flexibilidad, con un núcleo central de pólvora que propaga el fuego de manera uniforme hasta el fulminante. Este núcleo está envuelto en varias capas de diferentes materiales, asegurando la continuidad de la combustión y la compactación. Estas capas están resguardadas por un recubrimiento de material plástico que ofrece una excelente impermeabilidad y resistencia a la humedad, abrasión y esfuerzos mecánicos, incluso en las condiciones más exigentes. (FAMESA EXPLOSIVOS, 2019, pp. 187-191).

4.4.4.1. Características de la roca

Las propiedades geomecánicas de las rocas antes de la voladura son de suma importancia, ya que estas afectan directamente los resultados de las explosiones y están interconectadas con otras variables del diseño. Según Caguana y Tenorio (2023), clasifican las rocas en cuatro tipos los criterios de selección recomendados son: rocas masivas resistentes, muy fisuradas, conformadas por bloques y porosas.

Volumen de la roca a volar: el volumen de roca a excavar determina la cantidad de explosivos necesarios para las operaciones de excavación. Para grandes proyectos, las cantidades de explosivos es recomendable la utilización a granel, ya que posibilitan la carga mecanizada desde las propias unidades de transporte, lo que reducen los costos de mano de obra y se aprovecha de mejor manera el volumen de roca perforada. (MILAGROS, 2018)

4.4.4.2. Secuencia de encendido

Como plantea Bernaola et al., 2013, que en base a la secuencia del encendido es viable ajustar no solo en intervalos entre detonaciones con diferentes barrenos, sino también la dirección de la salida de la voladura y el movimiento de la pila de material volado. Las características del encendido son las siguientes:

- Lograr una mayor fragmentación, esponjamiento y desplazamiento de la roca volada de acuerdo con las operaciones siguientes.

- Reducir las proyecciones y sobre excavaciones.
- Minimizar la intensidad de las vibraciones transmitidas al macizo rocoso y la onda aérea producida. (p.155)

4.4.4.3. Mecanismo de fragmentación de la roca

Durante la detonación de un explosivo, se pueden identificar dos fases distintas: primero, una fase inicial con una onda de detonación que varía en velocidad y refleja en gran parte la capacidad del explosivo para romper la roca; y una segunda fase en la que se generan grandes volúmenes de gases a altas temperaturas. Sin embargo, es importante considerar las características de la roca y del explosivo q influyen en el proceso. (Bernaola et al., 2013, p.131)

4.4.4.4. Factores que afectan el rendimiento de una voladura.

En el diseño de una voladura el rendimiento se ve afectado por diversos factores que pueden influir en gran medida en el desarrollo del método de explotación, entre los más relevantes se encuentran el tipo y distribución de explosivos, la geometría de perforación, las propiedades de la roca, secuencia de detonación, control de vibraciones y diseño de la voladura. Bernaola et al., 2013, menciona los siguientes factores:

Factores geométricos. En una voladura controlada se considera factores que están directamente relacionados con el método de explotación, como son:

- Diámetro del barreno
- Longitud del barreno
- Numero de barrenos
- Cantidad y distribución de los barrenos.

Factores relacionados con la roca. Estos factores son aquellos que no pueden ser controlados, es importante tenerlos presentes para una voladura eficiente como son:

- Densidad de la roca,
- Resistencia o dureza de la roca,
- Velocidad sísmica del macizo rocoso.

Factores relacionados con el explosivo. Específicamente estos factores están relacionados con el diseño de la voladura, en la elección adecuada y gestión eficiente de los siguientes factores: Densidad de la roca, velocidad de detonación, presión de detonación, carga de explosivo, iniciación y secuencia de la voladura.

4.4.4.5. Distribución de taladros en una voladura subterránea

- **Cuele o arranque.** La función principal es crear una cara libre inicial de gran superficie, lo que facilita la rotura del resto de sección. De modo que los taladros del núcleo y la periferia rompan la roca en dirección hacia dicha cavidad, por lo general

se cargan 1,3 a 1,5 veces más explosivo que los demás taladros. (Revista Seguridad Minera, 2013).

- **Contracuele o ayudas.** Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y facilitan las salidas hacia la cavidad inicial, la distribución y el número de estos taladros depende de las dimensiones del frente de trabajo, se los clasifican en primeras, segundas y terceras ayudas. (Bernaola et al., 2013)
- **Cuadradores.** Son los taladros laterales (hastiales) que conforman los flancos del túnel.
- **Contorno o corona.** Los taladros de contorno se encuentran situados en el perímetro de la malla de voladura, su ubicación está en función de perfilar el contorno del túnel. Son los que forman el techo o bóveda del túnel. (Revista Seguridad Minera, 2013).
- **Zapatera o piso.** Estos taladros se disparan al final de toda la ronda, corresponden al piso del túnel o galería.

4.4.5 Ventilación

La labor de la ventilación en una mina implica mover gran cantidad de aire considerable y necesario para crear un ambiente en óptimas condiciones para los trabajadores que se encuentren en una atmosfera agradable, limpia y sin gases (Compañía de Seguros S.A, 2017).

Se tiene dos tipos de ventilación: la natural y la forzada o auxiliar.

Ventilación natural: Es un sistema que tiene dos accesos en una mina: uno que funciona como la entrada del aire y otro como salida, aprovechando la diferencia de altitud. No requiere de ventiladores ni extractores mecánicos o eléctricos, su efectividad puede variar mucho dependiendo de la época del año. (Compañía de Seguros S.A, 2017).

Ventilación Auxiliar. Este tipo de ventilación se la realiza cuando no es posible realizar una ventilación natural. La ventilación en los frentes de avance de galerías se lo realiza mediante canales que pueden ser: aspirante, soplante y mixto.

4.4.6 Saneamiento

Es una labor que consiste en remover el material desplazado en paredes y techos de la excavación, para asegurar el lugar de trabajo y se pueda volver a realizar la actividad de extracción. (Reporte Minero, 2018).

4.4.7 Sostenimiento

Depende de las características de la roca y del adecuado dimensionamiento de la excavación. Su función principal es reforzar las galerías y túneles para prevenir el colapso mediante pernos

de anclaje, bulonado, gunitado, cerchas metálicas reduciendo caídas de rocas o material suelto. (Herbert, 2017)

4.4.8 Carguío

Esta actividad cumple la función de la carga del material extraído desde el frente de trabajo hasta la superficie, donde se realiza el transporte al lugar de almacenamiento o su procesamiento. Los equipos de carga se caracterizan por ser de bajo perfil como cargadoras frontales y LHD. La eficiencia de estos equipos depende de la calidad de fragmentación, limitaciones del espacio y condiciones de la mina. (Minero R. , 2018)

4.4.9 Transporte

“El transporte en minería se refiere al proceso por el cual se traslada el mineral extraído hasta el exterior de la mina, este proceso puede ser continuo, discontinuo o una combinación de los dos”. (Vélez et al., 2018).

4.4.10 Iluminación

En la minería subterránea, la luz artificial constituye la única fuente de iluminación, y es crucial que los equipos sean diseñados de manera que eviten la emisión de calor que pueda desencadenar explosiones. Además, deben garantizar su capacidad para resistir las adversas condiciones presentes en una mina, tales como la presencia de polvo, vibraciones y posibles golpes directos. En minas de carbón, donde la concentración de gas grisú, principalmente metano, puede ser elevada, existe el riesgo de formación de atmósferas explosivas. Para prevenir este peligro, es imperativo que las fuentes de iluminación se encuentren completamente aisladas (Illuminet, 2018).

4.4.11 Drenaje

Se define como el proceso de captar, transportar y eliminar agua hacia el entorno, de tal manera que no ocasionen daños. Por lo tanto, es de vital importancia abordar y gestionar el problema del agua de manera correcta. (Herbet, 2019)

4.4.12 Costos Operativos

Babilon (2020), destaca la importancia de una comprensión detallada de los elementos que constituyen los costos en la actividad minera para desarrollar cálculos precisos. Incluye factores como mano de obra, materia prima y costos indirectos de fabricación. También hace énfasis en la necesidad de considerar la depreciación y la amortización en los costos indirectos, ya que provienen de los activos fijos tangibles e intangibles, que desempeñan un papel importante en los balances financieros de las empresas mineras.

A continuación, se detallan los 3 elementos de los costos:

- **Mano de obra directa.** En minería estos elementos de costos están conformados por conformado por las valorizaciones de contratistas por perforación, voladuras, limpieza, sostenimiento, relleno, transporte, trabajos en chancado, molienda, flotación, recuperación. (Babilon, 2020)
- **Materia prima directa.** En este tipo de insumos están conformados por la dinamita, mallas, cemento, pernos, rieles, cimbras, madera, combustible elementos que intervienen en el proceso de extracción. (Babilon, 2020)
- **Costos indirectos.** En este tipo de costos están inmersos los seguros, depreciación, amortización, seguridad, transporte, supervisión, valorización de ventilación, limpieza de vías, aire comprimido, agua, auxiliares. (Babilon, 2020)

5. Metodología

5.1 Materiales

Para la ejecución del presente proyecto, se utilizó un conjunto de materiales, equipos y software que se detallan a través de la Tabla 1.

Tabla 1: Materiales

<i>Materiales de campo</i>	<i>Materiales de laboratorio</i>	<i>Materiales de oficina</i>
GPS	Picnómetro	Computadora
Libreta geológica	Balanza analítica	Paquete Office 2018
Rayador	Microscopio	AutoCAD 2019
Lupa	Estufa	ArcGIS 10.4
Brújula	Porrón	Google Maps
Spray	Tamiz #200	Alos Palsar
Fundas para muestras	Prensa hidráulica	DRIFt
Cámara	Mortero	
Martillo geológico	Envase	
Cinta métrica	Embudo	
Estación total	Mandil	
Casco		
Botas		
Guantes		
Chaleco reflectivo		
Carta geológica Zumba escala 1:1000000		

5.2 Descripción general del área de estudio

5.2.1 Ubicación

La compañía minera San Josemín se encuentra ubicada en el barrio Bellavista, cantón Chinchipe, perteneciente a la provincia de Zamora Chinchipe; a 12 km de la cabecera cantonal Zumba, la cual se encuentra a 918 msnm. El área de estudio abarca una extensión de 3770 hectáreas y de las cuales 10.8 hectáreas pertenecen a la zona de estudio. (Ver Anexo 1).

El presente trabajo de investigación geográficamente se encuentra ubicado en las siguientes coordenadas. Ver Tabla 2.

Tabla 2: Coordenadas de la Concesión Minera Bellavista 1.

UTM/PSAD56/17S		
Punto	X	Y
PP	708925	9474144
P1	714715	9474147
P2	714741	9469663
P3	716703	9469638
P4	716736	9468124
P5	708947	9468146

Nota: Tomada del Catastro Minero (2020)

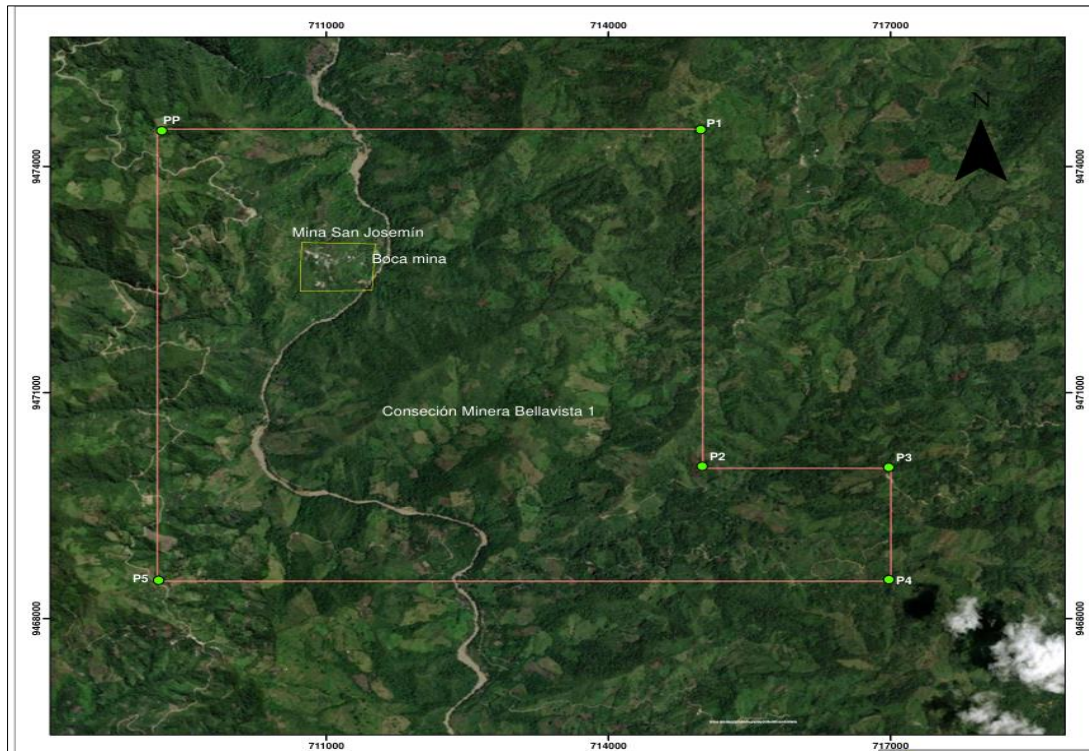


Figura 1: Mapa de ubicación de la Mina San Josemín.

5.2.2. Acceso

Para el acceso a la zona de estudio se lo realiza mediante vía terrestre y aérea.

Por vía terrestre se lo puede hacer mediante dos rutas: la primera ruta va desde la capital hasta la provincia de Loja por la vía Panamericana/Troncal de la Sierra/E35, en un tiempo aproximado de 12 horas, la segunda ruta se lo puede realizar desde la provincia del Guayas hasta la provincia de Loja por la vía Troncal de la Costa (370 Km) en un tiempo aproximado de 6 horas. (Maps, 2023)

Desde la provincia de Loja por vía terrestre en un tiempo aproximado de 4 horas se llega hasta el barrio Bellavista, pasando en Cantón Palanda a través de la vía que va desde Loja-La Balsa (E682). (Maps, 2023)

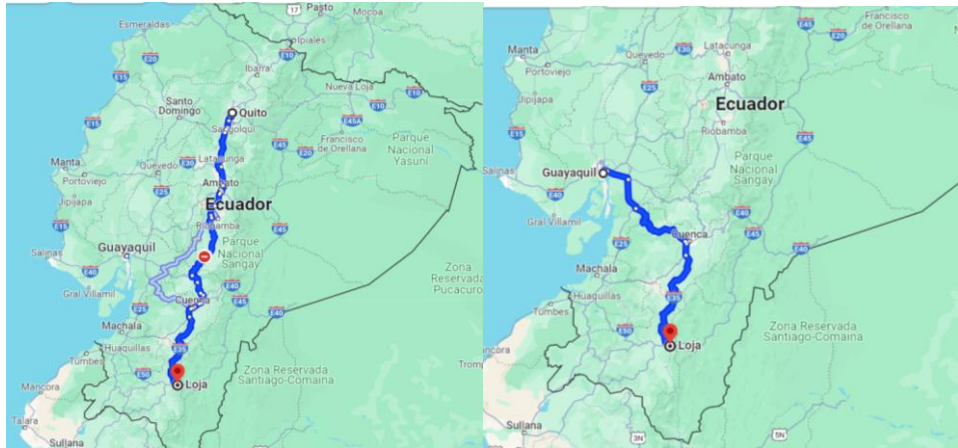


Figura 2: Ruta de Accesos desde la Capital hasta el área de estudio.

Nota: Tomado de Google Maps (2023)

Finalmente, desde el barrio Bellavista hasta la mina San Josemín mediante una vía de segundo orden se llega hasta el campamento como se observa en la Figura 3.

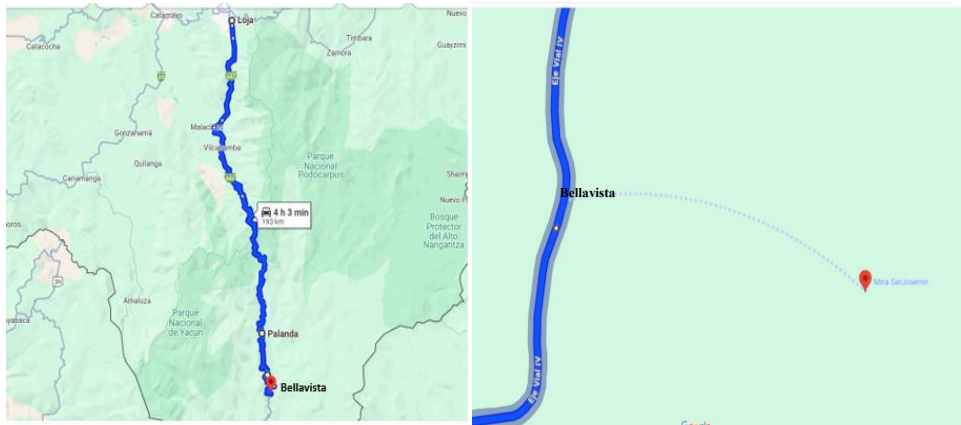


Figura 3: Ruta Loja-Bellavista-Mina San Josemín

Nota: Tomado de Google Maps (2023)

En la Tabla 3 se describe las rutas con sus respectivas distancias.

Tabla 3. Rutas

Rutas	Distancia	Tiempo
Quito-Catamayo	690 km	11 h 58 min
Guayaquil-Catamayo	370 km	6 h 33 min
Catamayo-Loja	37.8 km	53 min
Loja-Bellavista	140 km	3h 20 min
Bellavista-Mina San Josemín	800 m	3 min

Nota: Tomado de Google Maps (2024)

5.2.3. Clima e hidrografía

Según el estudio generado por Instituto para el Ecodesarrollo Regional Amazónico (ECORAE), dentro del Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial del Cantón Chinchipe

(2020), el barrio Bellavista se encuentra en la parroquia Zumba que se caracteriza por tener un clima predominante cálido húmedo, en rangos de temperatura media anual de entre 16° y 23° C, los mismos que pueden variar de acuerdo a las partes altas o bajas. La precipitación media anual es de 1165.10 mm, la distribución de la lluvia es muy regular a lo largo de todo el año con una precipitación media anual de 1000mm- 1800mm, con una humedad relativa superior al 90%. (INAMHI, 2015)

La zona de estudio se encuentra ubicada dentro de la principal red hidrográfica que es el río Mayo (Figura 4), que tiene sus inicios con la confluencia de los ríos Palanda y Numbala, cuyo caudal adquiere una dirección de norte-sur, se caracteriza por torrentoso, flujo turbulento, con un ancho promedio de 6 a 8 m, presenta una superficie de inundación pequeña o casi nula, presenta un perfil en forma de valle tipo V en su curso superior y un perfil del relieve en forma de U aguas abajo. (INAMHI, 2015)



Figura 4: Principal red hidrográfica (Río Mayo)

Nota: Principal Red Hidrográfica que cruza el área de estudio. Obtenido de Google Earth (2024)

5.2.4. *Relieve*

Puntualmente en el cantón Chinchipe se encuentra zona diferenciadas que corresponden al sistema montañoso conformado por la cordillera de Sabanilla y la depresión de Amaluza. En este relieve se aprecia diferentes rangos de elevaciones que oscilan entre 680 msnm en las partes más bajas cercanas a cuerpos hídricos superficiales, y elevaciones de 3849 msnm en las partes más altas, en el límite del cantón Espíndola. (INAMHI, 2015)

5.2.5. *Geología regional*

La zona de estudio se encuentra localizada principalmente dentro del Complejo Intrusivo de Zamora, que se caracteriza por la presencia de granodioritas, cuarzomonzonitas, intrusivos subvolcánicos, poca presencia de granito, abarca aproximadamente 200 km en sentido N-S y

50 Km en sentido E-O. Así, mismo la Unidad Plan de Oso comprende principalmente en una secuencia metamórfica que se encuentra dispuesta en forma de techos colgantes sobre el complejo Intrusivo Zamora con una variedad de gneis y esquistos, además de los granitos que abarca los sectores de la Libertad, parte baja del río Palanuma, Bellavista y Jesús del Gran Poder. Las formaciones geológicas que rodean y forman parte del área de estudio incluye:

Depósito Aluvial (QA): esta unidad se encuentra dentro de los márgenes de los ríos Mayo, Numbala, Palanda, Vergel, Las Peñas, Punchis, Palanuma e Isimanchi, los cuales están principalmente constituidos por cantos y bloques redondeados que pertenecen a las rocas metamórficas y volcánicas. (IIGMM, 2017)

Unidad Plan del Oso (P?Po): Litológicamente comprenden gneises, esquistos pelíticos micáceos y esquistos sericíticos. (IIGMM, 2017)

Dioritas (D^D): Se encuentran al oeste de Miraflores, en el sector de San Martín, ocurre a lo largo de la margen oriental del río Mayo, y en la vía Jimbura-San Andrés. Son rocas de tipo masivas, fuertemente diaclasadas, de color gris oscuro, textura alotriomórfica con cristales subhedrales de plagioclasas y anfíbol, presentan vetillas milimétricas de calcita y alteración propilítica. (IIGMM, 2017)

Granito (G^G): los principales intrusivos graníticos se ubican en los sectores de la Libertad, parte baja del río Palanuma, Bellavista y Jesús del Gran Poder. Los granitos son de color gris oscuro, textura alotrimórfica con cristales subhedrales de plagioclasas y anfíbol, presentan vetillas milimétricas de calcita y alteración propilítica. (IIGMM, 2017)

Complejo Intrusivo Zamora (J_Z): Según Litherland y otros, (1994), presenta un cuerpo elongado de aproximadamente 200km en sentido N-S y 50 km en sentido E-O. está constituido principalmente por granodioritas con megacristales de horblenda, cuarzomonzonitas con megacristales de pertita rosa, intrusivos subvolcánicos granulados microdioritas y pórfidos de horblenda variando a cuarzodiorita y cuarzomonzonita con biotita y muscovita, poca presencia de granitos. (IIGMM, 2017)

5.2.6. Geología estructural

Estructuralmente, en la zona de estudio se encuentran las estructuras compresionales y extensionales relacionadas al Sistema de Fallas Palanda o Numbala son observadas en anticlinales y sinclinales en la cuenca de Zumba, y escasos fallamientos normales están en las quebradas Sural, Mmayo, Higuera y el río Sangola. En cuanto a fallas menores, al N en el río Mayo se encuentra una estructura, considerada como una falla subvertical con dirección N-S,

que está afectando al intrusivo Zamora, y posiblemente permite el emplazamiento de nuevos pulsos magmáticos jóvenes. Ver Anexo 2. (IIGMM, 2017)

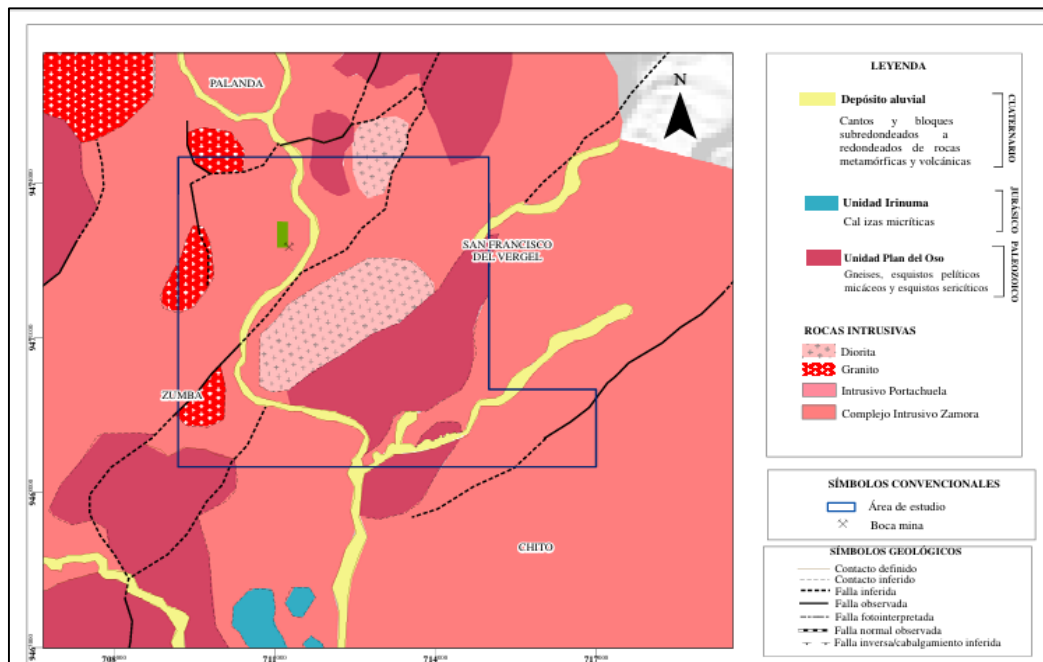


Figura 5: Mapa geológico regional.
Nota. Obtenido de: (INIGEMM, 2017)

5.3. Procedimiento

El método empleado del presente proyecto se fundamentó en enfoques cuantitativos, mediante diversas etapas o fases, las mismas que consta de la fase de campo, laboratorio y oficina. A continuación, se detallan las actividades correspondientes a realizar por cada fase.

- **Fase de campo:** en esta fase consiste en realizar la observación y descripción directa del área de estudio, equipos y maquinaria, recolección de muestras, levantamiento topográfico, geológico y caracterización geomecánica.
- **Fase de laboratorio:** en esta fase comprende en determinar detalladamente las propiedades físico-mecánicas de las muestras (rocas), mediante ensayos de porosidad, peso específico, dureza de la roca y resistencia mediante ensayos de compresión simple.
- **Fase de oficina:** En esta fase se centra en el análisis detallado de los datos recolectados de las dos fases anteriores, como la elaboración de los distintos mapas y cálculos que darán paso al diseño de la malla de perforación y voladura y actividades auxiliares.

En la **Figura 6** se detalla el flujograma de la metodología con sus respectivas descripciones a ejecutarse durante la investigación.

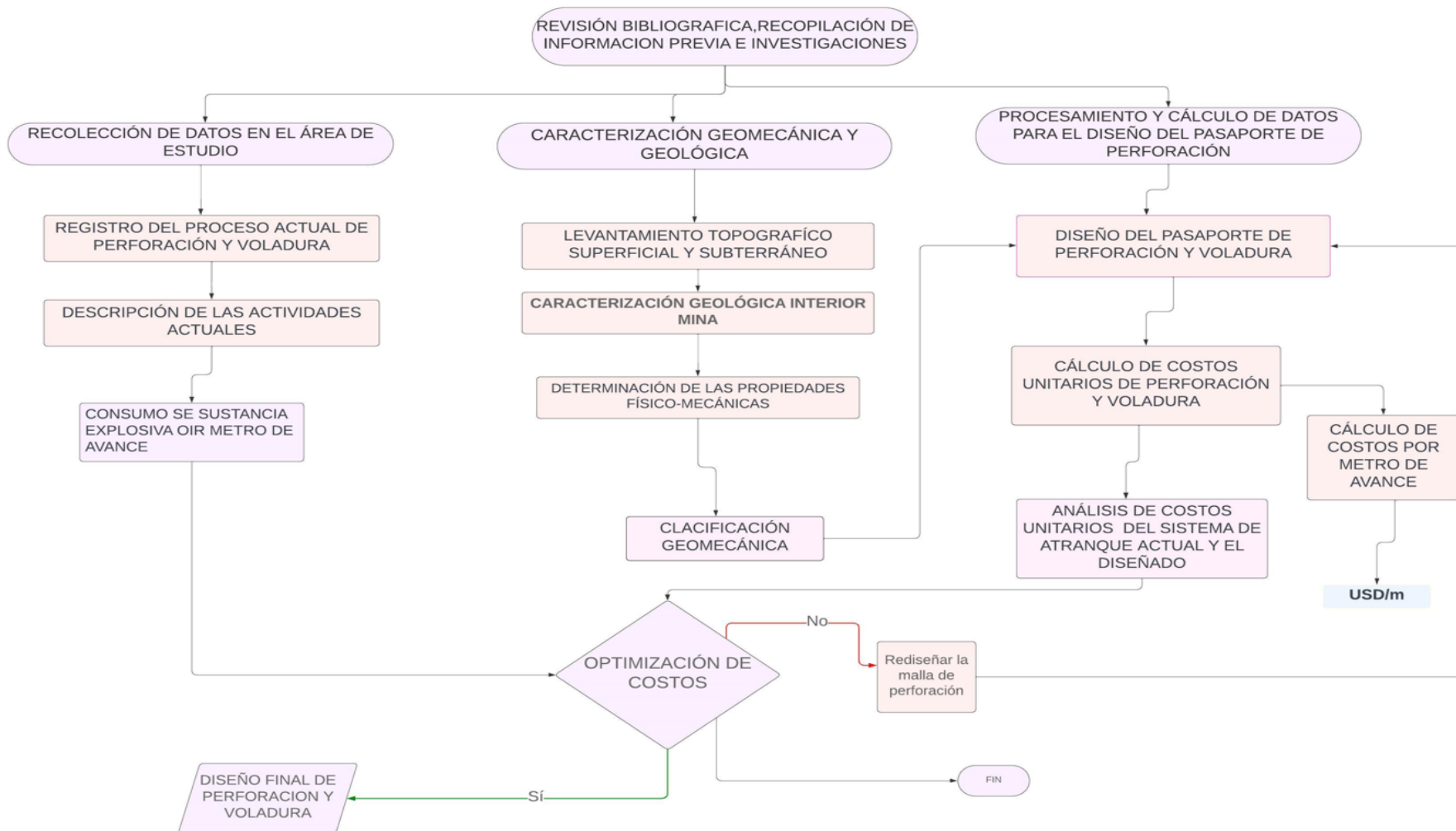


Figura 6: Flujograma de la metodología

5.3.1. Metodología para el primer objetivo:

“Describir el proceso actual de perforación y voladura de la mina San Josémin.


Descripción del proceso actual de perforación y voladura.”

Para la descripción del proceso actual de arranque se realizó una observación exhaustiva y un registro de datos *in situ* como se detalla en la Tabla 4. Los datos requeridos en esta etapa estarán enfocados a la situación actual de:

- Preparación de la galería
- Marcado de la galería
- Diagrama de voladura
- Perforación (tiempos de perforaciones)
- Carga de explosivos (tipo de explosivo, carga de fondo y de columna, método de encendido)
- Avance por voladura (volumen extraído)
- Costos por metro de avance

Se describió de manera visual el proceso de arranque y se registró los tiempos de cada actividad (Ver tabla 4), con el fin de evidenciar las condiciones y forma de extracción del cuerpo mineral.

Tabla 4: Descripción del proceso de arranque actual de perforación y voladura.

Descripción de las actividades actuales del sistema de arranque			
Realizado por:			
Proyecto:		X:	Y:
Proceso:			
Dimensiones de la galería			
Observaciones			
Números de obreros			
Jefe de mina			
Perforista			
Ayudante			
Amollador			
Perforación			
Equipo de perforación		Número de taladros	

Diámetro del barreno		Longitud del barreno	
Tipo de broca		Perforaciones diarias	
Observaciones		Tiempo de perforación	
Voladura			
Tipo de explosivo		Tiempo de cargado de la sustancia explosiva	
Cantidad de sustancia explosiva por voladura		Sistema de iniciación (mecha lenta, cordón detonante, eléctrico)	
Personal requerido		Número de taladros cargados	
Fragmentos (tamaños)		Número de taladros no cargados	
Gasto explosivo		Tiempo de detonación	
Área		Longitud de avance	
Área proyectada		Longitud proyectada	
Observaciones:			

Nota. Tomado de la Tesis de Mendieta Doménica, S. (2023) y modificada por la autora.

- **Costos de arranque utilizados actualmente:** el total de los costos por el proceso actual de perforación y voladura detallan mediante la siguiente Tabla 5.

Tabla 5: Descripción de los costos unitarios del sistema de arranque actual.

Precios unitarios de perforación y voladura				
Actividad	Unidad	Cantidad	P. unitarios	P. total
Mano de obra				
Perforador	Turno			
Ayudante perforista	Turno			
Peón	Turno			
Total, de costos de mano de obra				
Parámetros de perforación				
Equipo perforador	Pieza			
Barrenos integrales	Pieza			
Barras de perforación	Pieza			
Aceite de perforación	Gln			
Aire comprimido	l/min			

Manguera	m			
Broca de perforación	Pieza			
Agua	lit			
Total, de costos de perforación				
Parámetros de explosivos y accesorios				
Tipo de explosivo	kg			
Mecha de seguridad	m			
Fulminante	Pieza			
Combustible	Gln			
Iniciador	Unidad			
Total, de costos de explosivos				
Parámetros en tareas auxiliares				
Palas	Pieza			
Combos	Pieza			
Combos	Pieza			
Cuñas	Pieza			
Atacador	Pieza			
Pico	Pieza			
Barretilla	Pieza			
Total, de costos de explosivos.				
Implementos de seguridad				
Casco				
Guantes				
Mascarilla				
Total, de costos en implementos de seguridad				
Total, costos				

5.3.2. Metodología para el segundo objetivo

“Caracterizar el macizo rocoso mediante las propiedades físico-mecánicas y el sistema de clasificación geomecánica RMR de Bieniaswki y Q de Barton.”

5.3.2.1. Levantamiento topográfico superficial y subterráneo.

Para el levantamiento topográfico superficial de la zona de estudio se lo realizó mediante el uso de modelos de elevación digital (DEM), obtenidos de ALOS PALSAR mismo que tiene una resolución de 12.5 metros.

A continuación, se describe el procedimiento que se realizó para la elaboración del mapa topográfico:

Para obtener la información de ALOS PALSAR se procede a crear un registro en la página web MED de Alaska Satellite Facility. Posteriormente, se configura los filtros de búsqueda acorde a lo que se requiere, seleccionando los datos con fecha más reciente.

Se selecciona la zona de estudio trazando un polígono con las coordenadas de área y se descarga el archivo con la respectiva información del DEM.

Mediante el uso del software ArcGIS se carga el DEM obtenido, para obtener las curvas, mediante herramientas de análisis espacial, teniendo en cuenta un parámetro muy importante que es el intervalo entre curvas que mejor se adapte.

Finalmente se obtiene el mapa topográfico superficial con DATUM/PSAD 56.

- **Levantamiento subterráneo**

En el levantamiento topográfico subterráneo, se llevó a cabo mediante el uso de la estación total, detallando como punto de partida principal en la boca mina con sus respectivas coordenadas mediante el uso del GPS, los datos obtenidos en campo serán procesados posteriormente en oficina utilizando el Software Office Excel 2018, seguido de esto los datos son exportados al AutoCAD 2019 dando como resultado el mapa topográfico subterráneo utilizando como sistema de referencia el Datum UTM/PSAD 56.

En la Figura 7 se detalla todo el procedimiento antes descrito.



Figura 7: Levantamiento topográfico con estación total.

Caracterización geológico subterráneo. Se lo realizó a lo largo de la galería principal, con el fin de determinar las condiciones geológicas-estructurales mediante estaciones o tramos de 50 y 60 metros conforme exista cambios litológicos significativos, considerando zonas de mayor presencia de fracturamiento incluyendo vetas, vetillas y discontinuidades con sus respectivo rumbo y buzamiento, además se tomó muestras de mano para su respectivo análisis. Los datos recopilados se los detalla en la tabla 6 y 7.



Figura 8: Toma de datos para la caracterización geológica

Tabla 6: Levantamiento geológico estructural

Levantamiento Geológico estructural						
Nro. de puntos	Estructura	Tramo	Rumbo	Buzamiento	Potencia	Observaciones

Nota. Tomado de Patiño, 2023, p. 23.

Tabla 7: Descripción de la roca

UNIVERSIDAD NACIONAL DE LOJA FACULTAD DE LA ENERGÍA, LAS INDUSTRIAS Y LOS RECURSOS NATURALES NO RENOVABLES CARRERA DE INGENIERÍA EN MINAS					
Código de la Muestra:		Nombre:			
Datos de ubicación	Datos estructurales			Tipo de roca	
Tramo		Azimut/rumbo		Textura	
Lugar		Buzamiento		Color	
Composición mineralógica	Nombre		Porcentaje		Alteración
					Ninguna
					Mod. alterada
					Lig. alterada
					Muy alterada
				Descompuesta	
			Nombre de la roca		
Muestra de mano			Análisis binocular		
Observaciones:					

De igual manera, se llevó a cabo la determinación de las propiedades físico-mecánico y caracterización geomecánica.

5.3.2.2. Determinación de las propiedades físico-mecánicas de las rocas.

Para determinar las propiedades físico-mecánicas de las rocas, se lo realizó en el laboratorio de la carrera de Minas de la Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales Renovables de la Universidad Nacional de Loja. Los ensayos se llevaron a cabo siguiendo las normas ASTM D 420, tomando como referencia el manual de prácticas de Laboratorio de Vásquez (2019, pp. 29-42).

- **Análisis petrológico**

Para el análisis petrológico de las muestras se llevó a cabo mediante el uso del microscopio petrográfico. Esto permitió caracterizar la roca tipo granodiorítica y corneana. Los registros se los realizó en la tabla 7.

- **Propiedades físicas**

Ensayo de peso específico aparente: el procedimiento para el desarrollo de este ensayo se lo detalla a continuación:

Como primer paso consistió en tomar un fragmento de la muestra para pesarla en la balanza hidrostática, anotar el peso y luego sumergir las muestras en un recipiente con agua destilada por un tiempo de 24 horas, para posteriormente secar ligeramente la superficie de la muestra con una franela, y pesar nuevamente en la balanza para obtener el peso saturado.

Posteriormente se colocó en vasos de precipitación con agua destilada para sumergir la muestra y con una pequeña cuerda sostener la muestra con adherida a la balanza hidrostática para obtener el peso sumergido.

A continuación, se colocó las muestras en el horno a una temperatura de ± 105 °C por 4 horas, ya finalizado esto se pesó las muestras nuevamente que en este caso es el peso seco. El peso de agua utilizado es un valor universal de 0.998 gr/cm^3 .

En la Figura 9 se detalla el procedimiento descrito anteriormente.



Figura 9: Ensayo del peso específico aparente

- Después de obtener los datos se realiza el cálculo mediante la siguiente fórmula:

$$Pa = \frac{W_{seco}}{W_{saturado} - W_{sumergido}} \times Pw$$

Donde

W_{seco} : Peso de la muestra seca

$W_{saturado}$: Peso saturado

$W_{sumergido}$: Peso sumergido

Pw : Peso específico del agua (0.998 gr/cm³)

Peso específico real (Probeta): Este ensayo se lo realizo con la fragmentación de las muestras que anteriormente se sacaron del horno, a continuación, se describe el proceso realizado:

Mediante el uso del porrón se trituro la muestra hasta obtener una textura lo más fina posible, es decir que el material triturado pase por un Tamiz #200.

Posterior a ello se considerará una cantidad de 30g del peso agregado fino (W_f) de material pasante, luego se pesó un picnómetro de 100 ml lleno de agua (W_a), posterior a ello se redujo

el porcentaje de agua a un 50% y se agregó los 30 gr de material con ayuda de un embudo y con una bomba de vacío se eliminó el aire presente en el picnómetro, se afora con agua y se lo sella, finalmente se pesó el picnómetro obtenido con el agregado fino y agua (W_t). En la figura 10 se detalla el procedimiento realizado:



Figura 10: Ensayo del peso específico real.

- Una vez obtenidos los datos se procedió a determinar el peso específico mediante la siguiente expresión:

$$Pe = \frac{Wf}{(Wa + Wf) - Wt}$$

Donde:

Pe : Peso específico

Wf : Peso agregado fino

Wa : Peso del picnómetro + agua

Wt : Peso del agregado fino con agua

Ensayo de Porosidad: Los datos de este ensayo están en función de los cálculos que se llevaron a cabo anteriormente, como lo son el peso específico y aparente, sin embargo, se optará por el registro de datos y se aplicará la siguiente fórmula:

$$n = \left(1 - \frac{Pa}{Pr(Pe)}\right) \times 100$$

Donde:

n : Porosidad

Pa : Peso aparente (gr/cm³)

Pr o Pe : Peso real(gr/cm³)

- **Propiedades mecánicas**

Ensayo de Compresión Simple: Para la elaboración de este ensayo se lo realizó tomando como base cubos de roca de aproximadamente 5 cm por arista, se tomó registro de las mediciones con el pie de rey de los lados como alto, ancho, profundidad y también se pesó la muestra, los datos obtenidos se los registro en la prensa hidráulica aplicando una fuerza de acuerdo al tipo de roca hasta que esta se fracture.

En la figura 11 de detalla el proceso realizado.



Figura 11: Ensayo de compresión simple

Los datos obtenidos se los registró en la tabla 8.

Tabla 8: Ficha sobre ensayo de compresión simple.

N° de muestra	Estación	Peso del cubo (g)	Medidas del cubo			Esfuerzo aplicado (N)	Área de cubo (m ²)	RCS (MPa)	RCS calculada (MPa)
			a	b	c				

Finalmente, se realizó los cálculos aplicando la siguiente fórmula.

$$\sigma = \frac{Fc}{A}$$

Donde:

Fc: Fuerza compresiva aplicada

A: Área aplicada

5.3.2.3. Caracterización geomecánica

Para el diseño de una voladura es importante tener en cuenta la clasificación geomecánica del macizo rocoso, la misma que nos permite determinar la calidad de la roca, las discontinuidades, fisuras, fallas, presencia de agua, espacio entre juntas, apertura entre planos de fracturas, número de juntas, rugosidad mediante el peine de Barton (Ver Anexo 11).

Los estudios de las propiedades dentro del área minera se centraron en la caracterización geomecánica por el método de las ventanas a lo largo de la galería principal misma que está dividida en 10 tramos, teniendo como base la caracterización geológica, para determinar el RMR de Bieniawski y Q de Barton; se correlacionará los estudios en la zona con valorización dentro de cada parámetro que aporta puntos de vista referentes a estabilidad del macizo rocoso.

Así mismo se utilizó, otras características de **RQD**: mediante las rocas que miden las juntas presentes, en un metro de sección (área) empleando la fórmula siguiente de Palmstrom:

$$\mathbf{RQD} = 115 - 3.3 J_v$$

En donde,

J_v: es el número total de discontinuidades por metro cúbico y se lo determina mediante la siguiente expresión:

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

S: representa el espaciado entre discontinuidades en metros para el sistema de discontinuidades actual.

Espaciamiento entre juntas: se mide mediante cinta métrica

Clasificación de Bieniawski (RMR)

Se procedió a determinar la clase del macizo rocoso, que varía de Clase V muy bueno a Clase I muy mala, en donde se le otorgará una valoración a cada parámetro de acuerdo a los datos tomados en campo, RQD el resultado del ensayo de compresión; mediante la siguiente expresión:

$$\mathbf{RMR} = V_1 + V_2 + V_3 + V_4 + V_5$$

Donde:

V1: Resistencia a la compresión simple

V2: RQD

V3: Espaciado de las juntas

V4: Naturaleza de las Juntas

V5: Flujo de agua

Q de Barton

La clasificación Q de Barton permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y lo que es más importante diseñar sostenimientos para excavaciones subterráneas, para determinar los valores de este parámetro se empleó la correlación del RMR a Índice Q, mediante el uso de la siguiente expresión:

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

A través de la correlación se despejó el parámetro Q, resultando la siguiente expresión:

$$Q = e^{\frac{RMR-44}{9}}$$

Donde:

e: 2.71828.

El índice Q varía entre valores de 0.001 y 1000 (**Tabla 9**), los cuales detallan la calidad de la roca que va desde valores bajos que son las rocas malas y valores más altos que son las rocas buenas.

Tabla 9: Parámetros del Índice Q de Barton.

Clasificación de la roca según Q de Bartón	
<i>Calidad de la roca</i>	<i>Tipo de roca</i>
0.001 y 0.01	Excepcionalmente mala
0.01 y 0.1	Extremadamente mala
0.1 y 1	Muy mala
1 y 4	Mala
4 y 10	Media
10 y 40	Buena
40 y 100	Muy buena
100 y 400	Extremadamente buena
400 y 1000	Excepcionalmente buena

Nota. Tomado de Barton, (1974)

5.3.3. Metodología para el tercer objetivo:

“Calcular los parámetros de la malla de perforación y voladura en base a las condiciones levantadas del macizo rocoso de la mina San Josémin.”

Parámetros del diseño de la malla de voladura: Con la información recopilada, se calcularon los parámetros técnicos de la galería y se establecieron los criterios técnicos para el diseño del pasaporte de voladura.

Parámetros para determinar la distribución de las perforaciones y voladura. Para determinar la distribución de los barrenos se realizó el cálculo de la longitud y diámetro del barreno, selección del tipo de explosivos, pasaporte de perforación y voladura de acuerdo a las propiedades de la roca y calidad del macizo rocoso en base a las clasificaciones geomecánicas.

Para el cálculo del diseño se empleó las ecuaciones de López Jimeno et al (2003) y R. Holmberg (1975), tomando en cuenta los datos obtenidos en la valoración geomecánica de la roca y de las propiedades de la roca, demás, se realizó un análisis con un software de acceso libre DRIFt. A continuación, se detalla el formulario utilizado para el cálculo.

Índice de voladura

- Concentración de la carga de Anfo (Cc)

$$Cc = p_{ANFO} * \frac{\pi * \phi^2}{4}$$

- Potencia relativa con respecto al ANFO

$$S_{ANFO} = 1$$

- **Características del barreno**

- **Diámetro de barrenos “ ϕ ”**

$$db = dc + 4 (mm)$$

dc: diámetro del cartucho de la sustancia explosiva

- **Longitud de perforación efectiva (Holmberg)**

$$Lp = 0,15 + 34,1 * (D_2) - 39,4 * (D_2)^2$$

Donde:

Lp: Longitud del taladro, m.

D: Diámetro del taladro vacío

- **Avance efectivo por voladura(X)**

$$X = 0.95 * H$$

Donde:

H: Longitud de perforación

- **Volumen de roca a excavar**

$$VRA = \text{Sección} * \text{Longitud de eficiencia de perforación}$$

- **Número de taladros aproximados**

$$N^{\circ}_{Tal} = 10\sqrt{\text{Ancho de la labor} * \text{Altura de la labor}}$$

- **Error de perforación:**

$$F = \alpha * Lavance + e'$$

Donde:

Desviación angular: 1 mm (0.01 m)

Error de emboquille (e'): 1 mm (0.02 m)

Lavance= 1.80m

- **Longitud de retacado**

$$Lbc = 10 * D_1$$

Donde:

Lbc: longitud de retacado

db: diámetro de los barrenos

Cálculo de secciones:

- **Cuele**

Diámetro del taladro vacío de alivio.

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{n}$$

Distribución de las secciones del cuele:

Sección de corte	Valor del Burden	Valor de la sección
Sección 1	$B_1 = 1,5\phi_2$	$sc_1 = B_1 \sqrt{2}$
Sección 2	$B_2 = B_1 * 1,5 * \sqrt{2}$	$sc_2 = 1,5 * B_2 * \sqrt{2}$
Sección 3	$B_3 = B_2 * 1,5 * \sqrt{2}$	$sc_3 = 1,5 * B_3 * \sqrt{2}$
Sección 4	$B_4 = B_3 * 1,5 * \sqrt{2}$	$sc_4 = 1,5 * B_4 * \sqrt{2}$

Se cumple la siguiente expresión para conocer el número de secciones:

$$SC \geq \sqrt{x} \text{ o } SC \leq \sqrt{x}$$

- **Carga explosiva del cuele:**

Cálculo del consumo específico de explosivo C.E. (Ashby)

Se determinó el consumo específico mediante la aplicación de la fórmula propuesta por Ashby, que se detalla a continuación:

$$CE = \frac{0.56 * \rho r * \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

- **Constante de la roca**

$$C = 0.8784 * (C.E) + 0.0052$$

- **Concentración de carga lineal**

Carga de fondo

$$q_1 = p_e * \frac{\pi * (\phi_e)^2}{4} * 10^{-3}$$

Carga de columna (Anfo)

$$q_2 = p_e * \frac{\pi * (\phi_e)^2}{4} * 10^{-3}$$

- **Peso del Retacado**

$$q_R = p_a * \frac{\pi * (\phi_a)^2}{4} * 10^{-3}$$

- **Contorno hastiales:**

Se emplea la siguiente ecuación:

$$B \leq 0.6 * Lreal$$

A partir de la anterior ecuación se determina la constante de la roca corregida

$$\bar{c} = c * \frac{0.07}{B}$$

Burden

$$B_{CH} = 0.9 \sqrt{\frac{q \times PRP_{ANFO}}{\bar{c} \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Burden práctico:

El cálculo de los hastiales es similar al de la corona, lo que diferencia es el ángulo de realce en este caso de 0°.

$$B_{ph} = \frac{AT - sc_3}{4}$$

Donde:

AT: Ancho de la sección

sc₃: Espaciamiento de la última sección

Número de barrenos contorno hastiales:

$$N_{CH} = \frac{AT - sc_3}{\frac{S}{B}} + 2$$

Donde:

S/B: espaciamiento, 1.25.

Número total de barrenos contorno hastiales:

$$N_{CH} = N^\circ \text{ barrenos} * 2 \text{ hastiales}$$

Espaciamiento:

$$S_{ah} = \frac{sc_3}{NT}$$

Ancho de abertura de los hastiales:

$$Ah_{ah} = sc_3 + (2B_{ah} * Sah)$$

Número de cartuchos

$$Nc = \frac{L_T - 0.5 * B_{ch}}{\text{longitud del cartucho}}$$

- **Longitud de carga en contorno hastiales:**

Longitud de carga de fondo (Lcf):

$$L_{cf} = \frac{Lt}{6}$$

Longitud de carga de columna (Lcc)

$$L_{cc} = L_t - L_f - T$$

• **Cálculos de cargas**

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2$$

- **Contorno por el techo:**

Espaciamiento:

$$E_{CT} = 15 * \phi_1^2$$

Burden

$$B_{CT} = \frac{Ec}{S/A}$$

Burden práctico:

$$B_{CTp} = B_{CT} - H \sin(\gamma) - F$$

Número de barrenos contorno por el techo:

$$N_{CT} = \frac{2 + 2H \sin(\gamma)}{B_{CTp}} + 2$$

Número de cartuchos

$$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We}$$

- **Longitud de cargas del techo**

Longitud de carga de fondo (Lcf):

$$L_{cf} = \frac{L_t}{6}$$

Longitud de carga de columna (Lcc)

$$L_{cc} = L_t - L_f - T$$

- **Cálculos de cargas**

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2$$

- **Zapatera/piso**

Para determinar el burden máximo en las zonas de las zapateras, considerando una inclinación de 3°, en la tabla 10 se detalla los parámetros usados para el cálculo.

Tabla 10: Datos para el cálculo de la zapatera.

Angulo de realce	°
Constante de la roca corregida ©	c
Factor de fijación	1.45
Concentración de carga	q
Espaciamiento (S/B)	1.25

Burden de zapatera

$$B_Z = 0.9 \sqrt{\frac{q_2 \times PRP_{ANFO}}{c \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Burden práctico:

$$B_{zp} = B_Z - H \sin(\gamma) - F$$

- **Numero de barrenos zapatera:**

$$N_{tz} = \frac{A_T + 2H \sin(\gamma)}{B} + 2$$

Número de cartuchos

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We}$$

Espaciamiento entre barrenos:

$$E_z = \frac{A_T + 2 \sin(\gamma)}{N_{TZ} - 1}$$

Espacio con respecto al piso.

$$X = 2 \sin(\gamma)$$

- Longitud de carga de zapatera:

Longitud de carga de fondo (Lcf):

$$L_{cf} = \frac{L_t}{3}$$

Longitud de carga de columna (Lcc)

$$L_{cc} = L_t - L_f - T$$

• Cálculos de cargas

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2$$

- Destroza:

Para el cálculo de las ayudas se determina con un Angulo de 0°

Espaciamiento entre barrenos

$$E_c = 15 * \theta^2$$

$$E_c = 15 * 0.08^2$$

$$E_c = 0.45 \text{ m}$$

Burden Av:

$$B_c = \frac{E_c}{S/A} = \frac{0.45}{1.25} = 0.36 \text{ m}$$

Burden práctico:

$$B_{AVp} = B_{AV} - H \sin(\gamma) - F = 0.64 - 1.52 \sin(0^\circ) - 0.042 = 0.35 \text{ m}$$

Número de barrenos:

$$N_{AV} = \frac{A_{disponible}}{B_{AVp}} + 2$$

$$N_{AV} = \frac{1.02}{0.35} + 2 = 5.42 = 5 \text{ barrenos}$$

Espaciamiento:

$$N_{AV} = \frac{A_{disponible}}{N_{AV} - 1} = \frac{1.02}{3 - 1} = 0.51m$$

Número de cartuchos

$$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We}$$

- **Longitud de carga ayudas Av:**

Longitud de carga de fondo (Lcf):

$$L_{cf} = \frac{Lt}{3}$$

Longitud de carga de columna (Lcc)

$$L_{cc} = Lt - Lf - T$$

- **Cálculos de cargas**

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2$$

Se ajustaron las medidas tanto en el Burden como en el espaciamento entre barrenos.

Total, de sustancia explosiva:

$$Q_{Tb} = Q_{cf} + Q_{cc}$$

Carga explosiva total:

$$Q_T = Q_{Tb} * N_{AV}$$

- **Carga explosiva total de la voladura:**

$$Q_T = Q_{Tcuele} + Q_{Thastiales} + Q_{Tcontorno-techo} + Q_{Tayudas-hastial} + Q_{Tzapatera}$$

- **Volumen de roca arrancada:**

$$V_{RxA} = x * S$$

Donde:

X: Avance

S: Sección

Sección de la galería(S)

$$A_3 = b * h$$
$$A_{1-2} = \frac{b \times h}{2} \times 2$$

Sección:

$$S = A_3 + A_{1-2}$$

- **Factor de carga**

$$C_E = \frac{Q_{Tvoladura}}{V_{R \times A}}$$

Donde:

Qt: Carga explosiva total de la voladura

$V_{R \times A}$ = Volumen de roca arrancada

Ventilación: en esta actividad se determinó algunos factores como resultado de la voladura como: la cantidad de polvo, gases, gasto de sustancia explosiva, cantidad de personas que laboran, el caudal necesario y extracción de material. Para el cálculo se lo determinó con el siguiente formulario:

- **Cantidad de aire según el personal que labora**

$$Q_1 = \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

Donde;

f= cantidad de aire necesario por persona en relación con la altura.

n= número de personal de interior mina.

- **Cantidad de aire de acuerdo al gasto de sustancia explosiva:**

$$Q_2 = \frac{100 * a * A}{0.008 * f}$$

Donde:

a= formación de gases por el explosivo (0,04 m3 por Kg explosivo)

A= Cantidad de explosivo

f= tiempo de entre voladura y regreso al frente (40 min)

- **Caudal del aire total:**

$$Q_T = Q_1 + Q_2$$

- **Caudal de aire según las fugas:**

$$Q_{\text{fugas}} = 15\% * Q_r$$

- **Caudal real de aire a utilizar:**

$$Q_{\text{real}} = Q_{\text{fugas}} + Q_T$$

Limpieza o saneo: Después del proceso de ventilación es necesario la limpieza para evitar caídas de roca.

Fortificación en caso de ser necesario: esta labor estará en función de la calidad de roca y de los parámetros determinados geomecánicamente.

Carga y transporte: la fragmentación de la roca desempeña un papel crucial en la optimización de las operaciones de carga y acarreo en minería. Lo que facilita la carga, eficiencia en el transporte, optimización en la capacidad de los equipos. Todos estos factores permiten determinar el número de equipos, el consumo energético y el número de viajes de material extraído por turno.

Cálculo del volumen extraído por turno

$$V_{\text{extraído}} = S * L_a * K_e$$

Donde:

S: Sección

La: Longitud de avance

Ke: Coeficiente de esponjamiento

- **Cálculo del tonelaje por turno**

$$\text{Tonelaje} = V_{\text{extraído}} * \rho \text{ (ton/m}^3\text{)}$$

Donde:

ρ =densidad de la roca (ton/m³)

- **Cálculo del tonelaje por vagón**

$$C = \frac{V_c * p * F_c}{e}$$

Donde:

C= capacidad de carga (ton)

Vc= Volumen del carro minero: 1.2 m³

ρ =densidad de la roca (ton/m³)

Fc= coeficiente de llenado 90%

Capacidad por carro en m³

$$C = Vc * Fc$$

- **Cálculo del número de vagones**

$$N = \frac{\text{Tonelaje}}{C}$$

Donde:

C: Capacidad de carga

- **Cálculo del número de viajes**

$$\# \text{Viajes} = \frac{\# \text{carros}}{4}$$

Drenaje: Para desarrollar el sistema de drenaje se tuvo que afora el caudal de agua donde exista la presencia de grandes cantidades de agua. El mismo que se calcula con la siguiente ecuación:

$$\text{Caudal (Q)} = \frac{\text{Volumen(v)}}{\text{Tiempo (t)}}; \text{m/s}$$

Iluminación: esta actividad se la determinó de acuerdo a los requerimientos de las actividades que se estén realizando.

Duración del ciclo propuesto de trabajo. Se determinó la duración del ciclo de trabajo en la que incluye el diseño de la malla de perforación, voladura, ventilación, saneamiento, sostenimiento, carga, acarreo e iluminación.

Costos de arranque propuestos para la nueva malla: Una vez culminado el nuevo diseño de la malla de perforación se procedió a determinar los costos unitarios del ciclo de trabajo.

En la tabla 11 se detallan los costos asociados para el diseño en la que se incluyen, costos de perforación, explosivos, mano de obra, transporte, iluminación y ventilación.

Tabla 11: Descripción de los costos unitarios del sistema de arranque propuesto.

Precios unitarios de perforación y voladura				
Actividad	Unidad	Cantidad	P. unitarios	P. total
Mano de obra				
Perforador	Turno			
Ayudante perforista	Turno			
Peón	Turno			
Total, de costos de mano de obra				
Parámetros de perforación				
Equipo perforador	Pieza			
Barrenos integrales	Pieza			
Barras de perforación	Pieza			
Aceite de perforación	Gln			
Aire comprimido	l/min			
Manguera	m			
Broca de perforación	Pieza			
Agua	gal			
Total, de costos de perforación				
Parámetros de explosivos y accesorios				
Tipo de explosivo	kg			
Mecha de seguridad	m			
Fulminante	Pieza			
Combustible	Gln			
Iniciador	Unidad			
Total, de costos de explosivos				
Parámetros en tareas auxiliares				
Palas	Pieza			
Combos	Pieza			
Combos	Pieza			
Cuñas	Pieza			
Atacador	Pieza			
Pico	Pieza			
Barretilla	Pieza			
Total, de costos de explosivos.				
Implementos de seguridad				
Energía				
Aire comprimido				
Total, de costos en implementos de seguridad				
Total, costos				

Seguidamente se realizó un análisis de costos por metro lineal de avance, como se detalla en la tabla 12.

Tabla 12: Interpretación de costos por avance.

Precios unitarios de perforación y voladura por metro de avance	
Estructura de costos	Total (USD/m)
1. Parámetros de Perforación y voladura	
2. Ventilación e iluminación	
3. Limpieza, Carga y acarreo	
4. Mantenimiento	
5. Total, de costos	

El análisis económico de costos unitarios de un proyecto minero es fundamental para evaluar los costos asociados con las actividades específicas de perforación y voladura. En la tabla 13 se hace una comparativa entre los costos actuales y el propuesto.

Tabla 13: Análisis de costos unitarios del diseño.

Estructura de costos	Costo actual (USD)	Costo propuesto (USD)
1. Parámetros de Perforación y voladura		
2. Ventilación e iluminación		
3. Limpieza, Carga y acarreo		
4. Total, de costos por metro de avance		

6. Resultados

6.1.Resultado del primer objetivo: Describir el proceso actual de perforación y voladura.

La mina San Josemín se encuentra ubicado dentro de la Concesión minera Bellavista 1 con código 500950, su actividad principal es de extracción de oro. En la tabla 14 se detalla sus aspectos más importantes:

Tabla 14: Información sobre la concesión minera

Datos informativos			
Titular minero	MEDINA	QUIZHPE	CARLOS
	HUMBERTO		
Fase del recurso mineral	Exploración-Explotación		
Mineral de interés	Oro		
Tipo de mineral	Metálico		
Régimen	Pequeña minería		
Superficie	3.770,00 hectáreas		
Estado	Inscrita		
Coordenadas	X: 711266.64 Y: 9472776.22 Z: 913.28		

Nota. Obtenido de ARCERNR, (2020)

Descripción del proceso de perforación y voladura en un turno

El proceso de perforación en los distintos frentes de explotación se lleva a cabo según el criterio y experticia del perforador, basándose en el estado actual del área a explotar, es decir no se realiza de manera técnica. Para el registro de las actividades del proceso de perforación se aplicó un formato que permite coleccionar la información requerida, mediante una ficha (Ver Anexo 9), en la que se hizo anotaciones de los tiempos de cada actividad, tipo de explosivo, herramientas, maquinaria, etc.

La definición de la malla de perforación va a depender de las características del macizo rocoso y experticia del perforador, en este caso en la galería principal que es el área de estudio se realiza la perforación de los taladros con una malla de 35 barrenos cargados y 3 vacíos, 38 barrenos en total con dimensiones de la galería de 2m x 2.30 m , para la labor se requiere de un perforista, un amollador y un ayudante, se emplea la máquina perforadora YT27 con barrenos de 1.60m y diámetro de 32mm, luego de culminada la perforación se procede a la limpieza de detritos como polvo o fragmentos de roca para la carga de explosivos.



Figura 12: Datos de la maquinaria usada actualmente.

Nota. Obtenido de: (Comisub, 2023)

Explosivos y accesorios usados actualmente

En el frente de explotación se realiza dos voladuras por día, en un turno en la mañana y en un turno la noche. Los cartuchos son cargados con Emulnor 3000 en el fondo y en la columna cartuchos de Anfo normal de 35 cm de longitud, encartuchados de periódico colocando primero una dinamita y luego 6 cartuchos de Anfo ubicando uno por uno con el uso del atacador como se detalla en la Figura 13. Es importante destacar que no usan retacado en el proceso de voladura.



Figura 13: Retacado de la sustancia explosiva.

El método de iniciación que se utiliza es mecha lenta cuyo extremo opuesto se dispone el fulminante N°8 que va colocado a la dinamita, finalmente se hace un pequeño corte al final de la mecha para el encendido que se lo realiza de forma individual como se detalla en la figura 14.

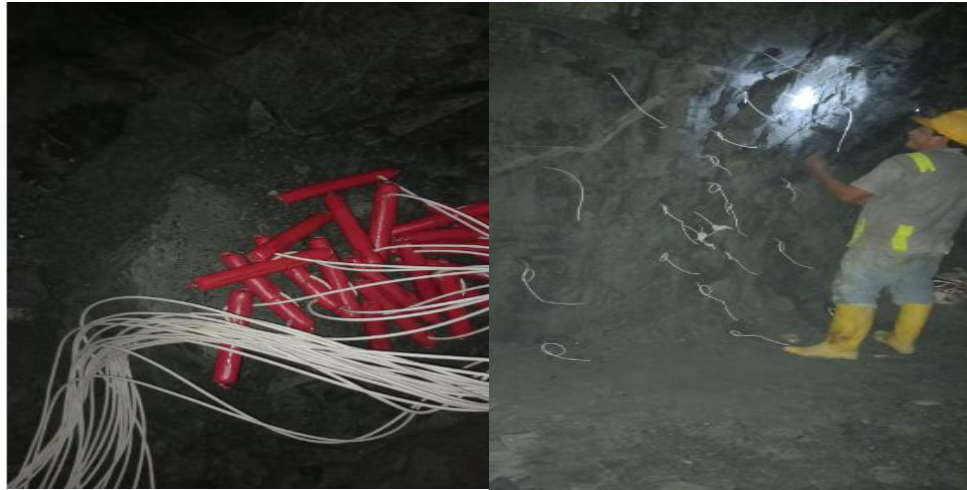


Figura 14: Proceso de Encendido

A continuación, se detallan los explosivos, equipos y accesorios utilizados en un turno de 7 horas:

- Equipo perforador: YT27
- Dinamitas: 35 unidades de Emulnor 3000 que equivale 4.31 kg.
- Mecha lenta: 2.20 m por cada cartucho.
- Fulminantes: 35 unidades para cada dinamita.
- Anfo normal: 42 kg por voladura: en este caso usan 6 tacos de Anfo en cada barreno, cada taco contiene 200g (0.2kg) y en 35 barrenos da un total de 42 Kg.

En el siguiente esquema se detalla la distribución del cargado de los barrenos:

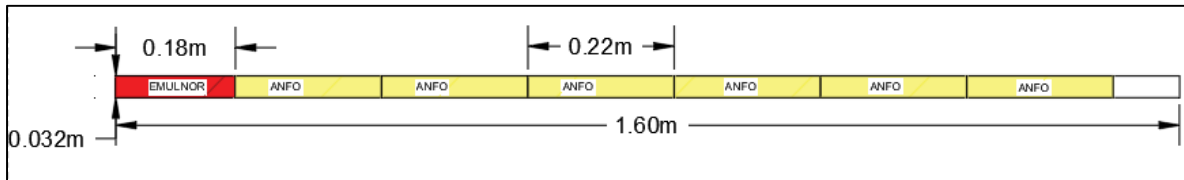


Figura 15: Esquema de cargado de barrenos

En la imagen 15 se muestra el trazado de las perforaciones de la malla actual. Para mayor detalle ver el Anexo 3.

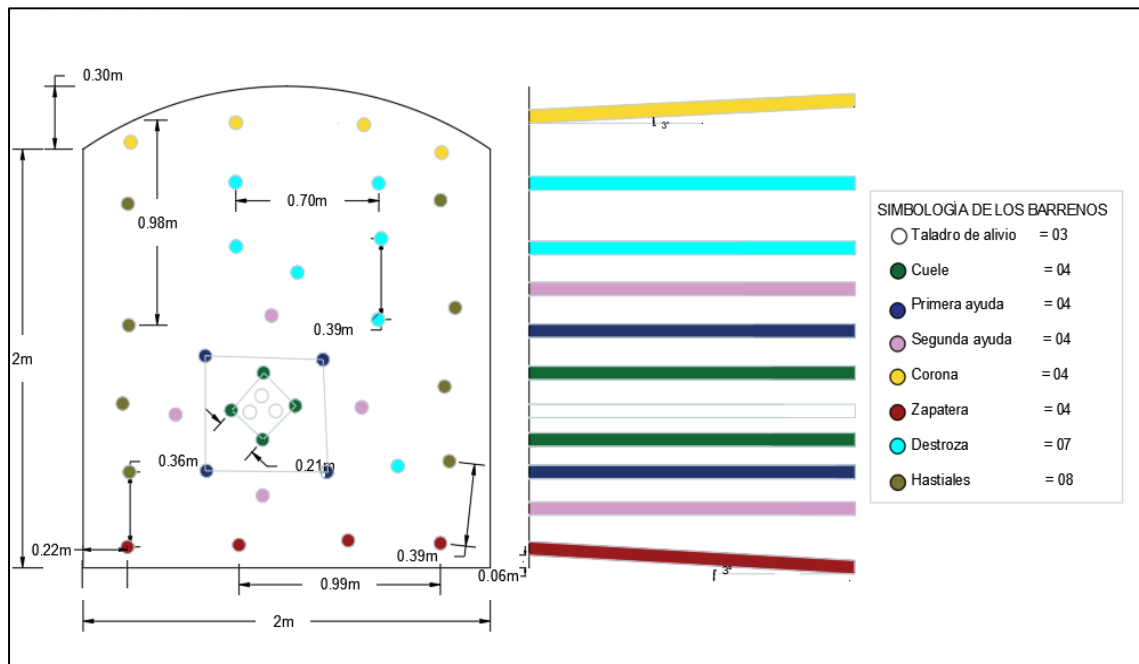


Figura 16: Distribución actual de los barrenos.

Como se observa en la Figura 16 los barrenos no están distribuidos de forma paralela ni siguen una secuencia por lo que es una de las causas de que se obtenga una fragmentación no uniforme de la roca como se detalla a continuación:

Los resultados de la voladura se obtienen un total de 70% de material con fragmentos medianos, un 20% de fragmentos grande y un 10% de fragmentos pequeños (Ver tabla 15).

Tabla 15: Dimensiones de los fragmentos resultado de la voladura actual.

Fragmentos	Dimensiones (cm)	Promedio (cm)	Porcentaje
Fragmentos grandes	35-40	37.5	20%
Fragmentos medianos	18-20	19	70%
Fragmentos pequeños	4-5	4.5	10%

La Figura 17 ilustra detalladamente lo antes mencionado.



Figura 17: Dimensiones de los fragmentos resultado de la voladura actual.

En la tabla 16 se describen los tiempos empleados en el proceso de perforación y voladura.

Tabla 16: Tiempos del proceso.

Actividad	Tiempo	
	Horas	Minutos
Preparación del frente		10
Perforación por barreno		3:10
Limpieza de los barrenos		5
Total, de perforación	2	35
Cargado de explosivos		40
Disparo		2:10
Ventilación	2	30

Avances por voladura

La eficiencia de los avances de perforación puede variar por diversos factores que influyen en el proceso. Para determinar el avance real de la voladura, se utilizó un metro para medir las dimensiones del frente antes y después de la voladura, obteniendo así los datos de avance. Además, se registró el consumo de explosivo y accesorios de voladura utilizados en el avance del frente de explotación. En la tabla 17 se detalla las cantidades utilizadas en explosivos, cada cartucho de nitrato contiene 200g (0.2 Kg), en cada barreno usan 6 cartuchos de Anfo, en las 35 perforaciones se obtiene un total de 42Kg.

Tabla 17: Consumo de sustancia explosiva

Avance	Medida del avance (m)	Consumo de sustancia explosiva y accesorio			
		EMULNOR 3000 1 1/8" (kg)	Anfo (Kg)	Fulminante N° 8 (unid.)	Mecha lenta (m)
Avance 1	1.50	4.31	42	35	77

Luego de haber culminado la medición y establecer los consumos por voladura, se realizó el cálculo del consumo específico, perforación específica y el costo por voladura.

A su vez, se obtuvo el valor de la eficiencia de perforación en el área de estudio, con el avance de 1.50 m, lo cual se obtiene una eficiencia del 93.75%.

Consumo específico

Para el cálculo del consumo específico consiste en relacionar la cantidad de explosivo utilizado en la voladura con el volumen de material extraído, este cálculo se lo realizó sobre el avance medido en el área de estudio.

Área

$$S_T = S_1 + S_2$$

$$S_T = 2\text{m} + 1.57\text{m} = 4.56 \text{ m}^2$$

$$S_1 = B * (H - \frac{B}{2})$$

$$S_1 = 2\text{m} * (2.30\text{m} - \frac{2\text{m}}{2}) = 2\text{m}$$

$$S_2 = B^2 * (\frac{\pi}{8})$$

$$S_2 = 2^2 * (\frac{\pi}{8}) = 1.57 \text{ m}$$

Para determinar el área de la sección se tomó en cuenta las dimensiones de la base y la altura, aplicando las fórmulas se tuvo como resultado una sección total de 4.56 m^2 .

Volumen extraído

El volumen extraído del frente se establece por la siguiente expresión que relaciona la sección del área de estudio con el metro de avance y el turno de trabajo.

$$V_E = S_T * A_v * K_e$$

Para determinar el coeficiente de esponjamiento se tomó en cuenta el volumen del macizo rocoso antes de ser arrancada, se consideró las dimensiones de la galería de 2 metros de ancho, 2.30 metros de alto y la profundidad del barreno que es de 1.5 metros, lo que resulta un volumen geométrico de 10.99m^3 . Para determinar el volumen del equipo utilizado para realizar la carga del material, se basó en las dimensiones del cajón del carro que tiene como medidas y la capacidad de carga en este caso de 3 toneladas. Además, del número de carros usados para extraer el material, en total de 3 carros. Al relacionar todos los datos se obtuvo un coeficiente de esponjamiento del 61%.

$$K_e = \frac{V_{volado}}{V_{antes\ de\ la\ voladura}} = \frac{10.99\text{m}^3}{6.83\text{m}^3} = 1.61$$

Donde:

F_w =Factor de esponjamiento

V_B =volumen aparente del material en el frente: $(10.99m^3)$

V_S =volumen aparente del material suelto: $(A*H*La) =2*2.30*1.50=6.83m^3$

Calculamos el volumen extraído

$$V_E = S_T * A_v * K_e$$

$$V_E = 4.56 m^2 * 1.50 m * 1.61$$

$$V_E = 11.01 m^3$$

Donde:

S_T =Sección total

A_v =Avance de perforación

Para el cálculo del tonelaje del material arrancado se tiene en cuenta el volumen extraído y la densidad de la roca, se lo determina mediante la siguiente expresión:

$$T_{ma} = V_{FE} * \delta = T_{ma} = 11.01 m^3 * 2.71 Tn/m^3 = T_{ma} = 27.6 Tn.$$

En la Tabla 18 se detalla los resultados de los cálculos realizados.

Tabla 18: Cálculo del consumo específico

Avance	Medida del avance (m)	Área (m^2) 2m x 2.30m	Volumen extraído (m^3)	Consumo de explosivo (Kg)	Consumo específico (Kg/m^3)
Avance 1	1.50	4.56	11.01	46.31	4.21

Perforación específica

Para el cálculo de la perforación específica, se relaciona los metros cuadrados y el volumen de material extraído. Como se detalló anteriormente, el largo del barreno de perforación empleado es de 1.60m, con una eficiencia de 93.75 % según datos obtenidos en campo, con una perforación de 1.50 m por barreno. En el área de estudio los metros perforados se los obtuvieron mediante el siguiente cálculo:

$$\text{Metros perforados} = N^\circ \text{ de barrenos} * \text{metros perforados por barreno}$$

$$\text{Metros perforados} = 38 * 1.50 m$$

$$\text{Metros perforados} = 57m$$

En el área de estudio se realizan un total de 57m perforados en la voladura de 38 barrenos.

Costos del proceso actual de perforación y voladura

Costo específico

Para el cálculo de los costos se consideró el gasto en explosivos, tanto de fondo como de columna y el sistema de iniciación, en este parámetro no se tendrá en cuenta los sueldos del personal que labora en la actividad, ni el costo de la depreciación de la maquinaria e insumos.

Los costos por voladura se calcularon relacionando el precio unitario de cada explosivo con el volumen de material volado por metro de avance. En la tabla 19 se detalla la cantidad de explosivo utilizado, fulminante y mecha de seguridad.

Tabla 19: Consumo específico de explosivos.

Explosivos	Cantidad	Precio unitario (US\$)	Precio total (US\$)
EMULNOR 300 1 1/8"	35 unidades	1.30	45.50
Anfo normal	42 kg	0.42	17.64
Mecha de seguridad	77 m	0.44	33.88
Fulminante	35 unidades	0.44	15.40
Total, de costos de explosivos			112.42

De acuerdo a los cálculos que se realizó se obtuvo un total de 112.42 US\$ en consumo de sustancia explosiva. En la tabla 20 se detallará el costo del explosivo por voladura en relación al volumen extraído.

Tabla 20: Consumo específico por voladura.

Avance	Volumen extraído (m3)	Consumo				Costo por voladura (US\$/m3)
		EMULNOR 3000 1 1/8" (US\$)	Anfo (US\$)	Mecha de seguridad (US\$)	Fulminante (US\$)	
Avance	11.01	45.50	17.64	33.88	15.40	10.77

Costo total por metro de avance actual: para determinar el total de los costos del proceso de perforación y voladura se hizo un registro de los costos unitarios de cada actividad (Ver Anexo 10), en parámetros de perforación se tiene un costo de \$178.44, en voladura un total de \$ 219.26, en tareas auxiliares (desquinche, carga ya acarreo) un costo de \$21.32 y en ventilación e iluminación un total de \$59.00, dando un total de todas las operaciones un costo de \$ 478.11. En la tabla 21 se detalla cada uno de los costos por actividad.

Tabla 21: Costo total por metro de avance

Precios unitarios de perforación y voladura por metro de avance	
Estructura de costos	Total actual (USD/m)
Parámetros de Perforación	178.44
Parámetros de voladura	219.36
Ventilación e iluminación	59.00
Limpieza, Carga y acarreo	21.32
Total, de costos	478.11

6.2. Resultados del segundo objetivo: “Caracterizar el macizo rocoso mediante las propiedades físico-mecánicas y el sistema de clasificación geomecánica RMR de Bieniaswki y Q de Barton”

Para el desarrollo del segundo objetivo se realizó un levantamiento topográfico superficial e interior mina, para ubicar el frente de explotación de la galería principal, así como también se determinó las propiedades físico y la caracterización geomecánica del macizo rocoso.

6.2.1. Levantamiento topográfico superficial y subterráneo

6.2.1.1. Topografía superficial

Utilizando los médelos de elevación digital (DEM) obtenidos de Alos Palsar, se creó un mapa topográfico superficial a escala de 1: 4 000, este mapa permitió determinar que el área minera se caracteriza por presentar un relieve típico de ladera con altitudes que van entre los 800 y 1600 m.s.n.m, las curvas de nivel principal se representaron cada 200m y las secundarias cada 50 metros como se observa en la figura 18. (Ver Anexo 4).

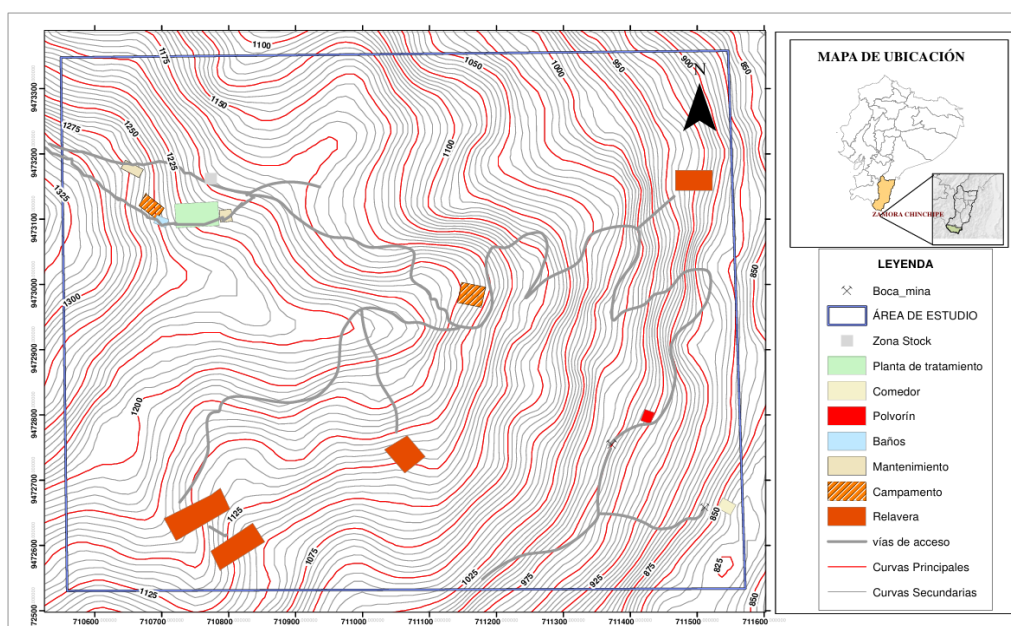


Figura 18: Mapa Topográfico Superficial.

6.2.1.2. Topografía interior mina

El levantamiento topográfico interior mina se lo obtuvo mediante el uso de la estación total, se estableció que la galería principal tiene una longitud de 524m y se encuentra entre la cota 950-1200 m.s.n.m con dimensiones de 2 x 2.30 m. En la Figura 18 se muestra la topografía interior mina de la galería principal de la Mina San Josemín. (Ver Anexo 5)

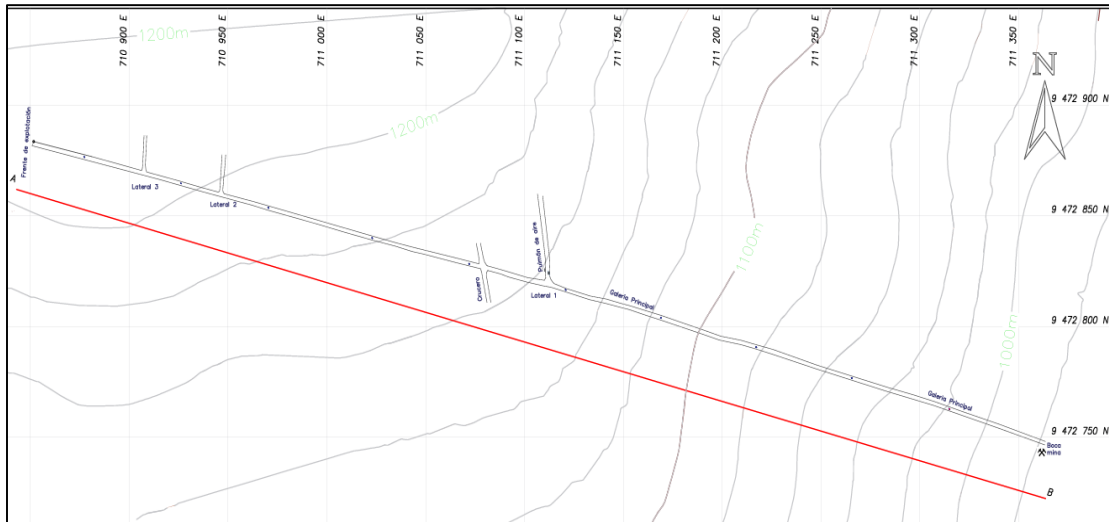


Figura 19: Levantamiento topográfico interior mina.

En la figura 20 se muestra el corte topográfico interior mina, donde se detalla la altura a la que se encuentra la mina.

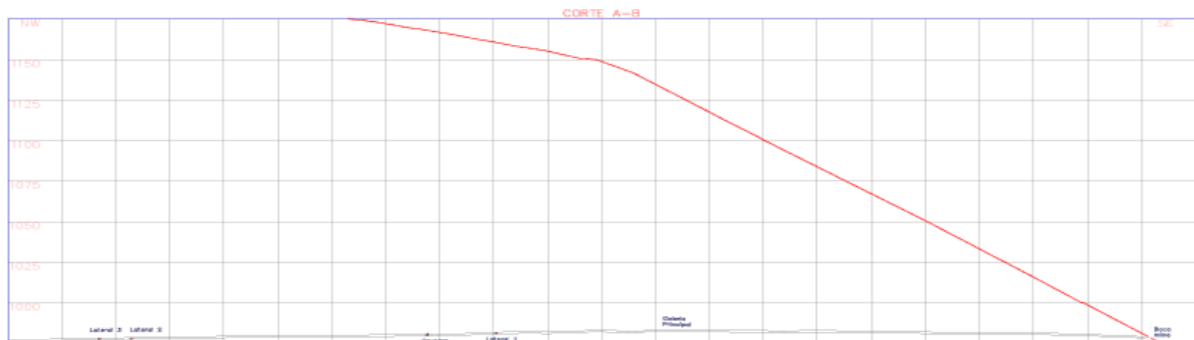


Figura 20: Corte topográfico interior mina.

6.2.2. Caracterización geológica

La galería principal de la mina San Josemín se encuentran representadas litológicamente por el Complejo Intrusivo Zamora en la que se encuentran alojadas rocas como la granodiorita de origen ígneo intrusivo. También se encontró un tipo de roca metamórfica como la corneana. (Ver Anexo 12)

6.2.2.1. Caracterización geológica subterránea

Tramo 0+000.00 a 0+051.00: En base al levantamiento geológico subterráneo de la galería principal los 7 primeros metros se encuentra con revestimiento de hormigón mismo que actúa como sostenimiento, la roca que predomina es la granodiorita de color gris moderadamente meteorizada con textura fanerítica.

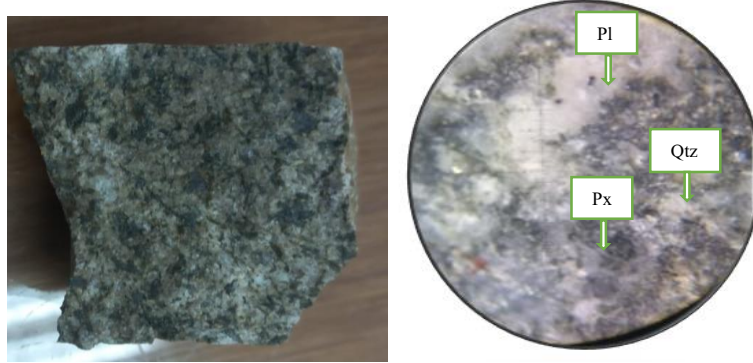


Figura 21: Granodiorita gris

Tramos 0+051.00 a 0+250.20 y 0+350.00 a 0+524.00: Se presentan rocas de tipo granodiorita color gris con una textura fanerítica de grano grueso, evidenciando macroscópicamente la presencia de minerales principales con sus porcentajes de cuarzo (11%), plagioclasas (31%), feldespatos (6%) y piroxenos (5%). En la figura 22 se detalla lo descrito.



Figura 22: Granodiorita

Nota: (Px: piroxenos, Qtz: cuarzo, Pl: plagioclasas)

Tramo 0+250.00 a 0+350.00: comprenden rocas corneanas (metamórfica) de tonalidad negra, textura gris oscuro, con minerales principales de cuarzo (20%), feldespatos (10%), plagioclasas (35%), así mismo se observa un porcentaje de clorita y calcopirita.

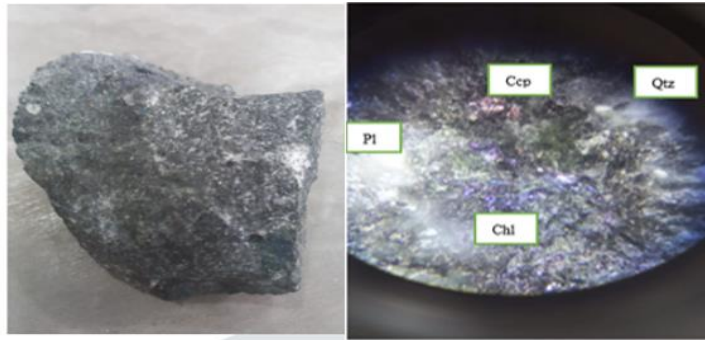


Figura 23: Roca Corneana

Nota: (Qtz: cuarzo, Pl: plagioclasas, Chl: clorita, Ccp: calcopirita)

Para la elaboración de la geología interior mina se realizó un registro de los datos estructurales más representativos de la galería principal dividida en 3 tramos aproximadamente de 50 metros cada uno, los cuales se detallan en la tabla 22.

Tabla 22: Datos estructurales de la Galería principal.

Tramo	Discontinuidades		Fallas	
	Rumbo (Azimut)	Buzamiento	Azimutal	Rumbo
Tramo 1 (0+007.21-0+051.00)	060°	71°NW		
	059°	90°NW		
	140°	31°NE		
	170°	80°NE		
	173°	65°NE	170°N/65°SE	S10°E/65°SE
	324°	71°SW	190N°/88°SE	S10°W/SE
Tramo 2 (0+051.00-0+100.00)	166°	73°NE		
	132°	39°NE		
	245°	65°NW		
	323°	80°NE		
	236°	23°NE		
	236°	90°NW		
	326°	62°NE		
Tramo 3 (0+100.00-0+151.10)	146°	63°SW		
	254°	85°SE		
	263°	90°SE		
	337°	68°NE		
	350°	90°NE	183°	1°SE
	182°	11°SE		
Tramo 4 (0+151.10-0+201.05)	243°	66°NW	171°	85°SE
	240°	86°NW		
	152°	80°NE		
	220°	90°NW		
	239°	64°NW		
	254°	74°NW		
	155°	39°NE		
	302°	79°NE		

	231°	81°SE
Tramo 5 (0+201.05-0+250.20)	337° 265° 109° 185° 161° 248°	80°NE 31°NW 51°NE 83°SE 79°NE 84°SE
Tramo 6 (0+250.00-0+301.20)	281° 161° 162° 333° 333° 063°	84°NE 76°NE 71°NE 61°NE 61°NE 41°SE
Tramo 7 (0+301.20-0+350.00)	249° 326° 151° 193° 216° 332°	86°SE 62° NE 61°NE 61°NW 73°SE 67°NE
Tramo 8 (0+350.00-0+401.00)	230° 233° 152° 144° 331° 340° 345° 350°	84°NW 83°NW 80°SW 86°SW 77°NE 60°NE 73°NE 60°NE
Tramo 9 (0+401.00-0+450.00)	330° 210° 354° 168° 176° 151° 315°	72°NE 79°SE 57°NE 86°NE 76°NE 81°NE 58°NE
Tramo 10 (0+450.00-0+500.00)	177° 232° 337° 243° 305° 335° 346°	57°NE 71°NW 77°NE 75°NW 59°NE 26°NE 32°NE

En la Figura 24 se muestra el mapa geológico estructural. En el Anexo 6 se presenta a mayor detalle el Mapa geológico estructural.

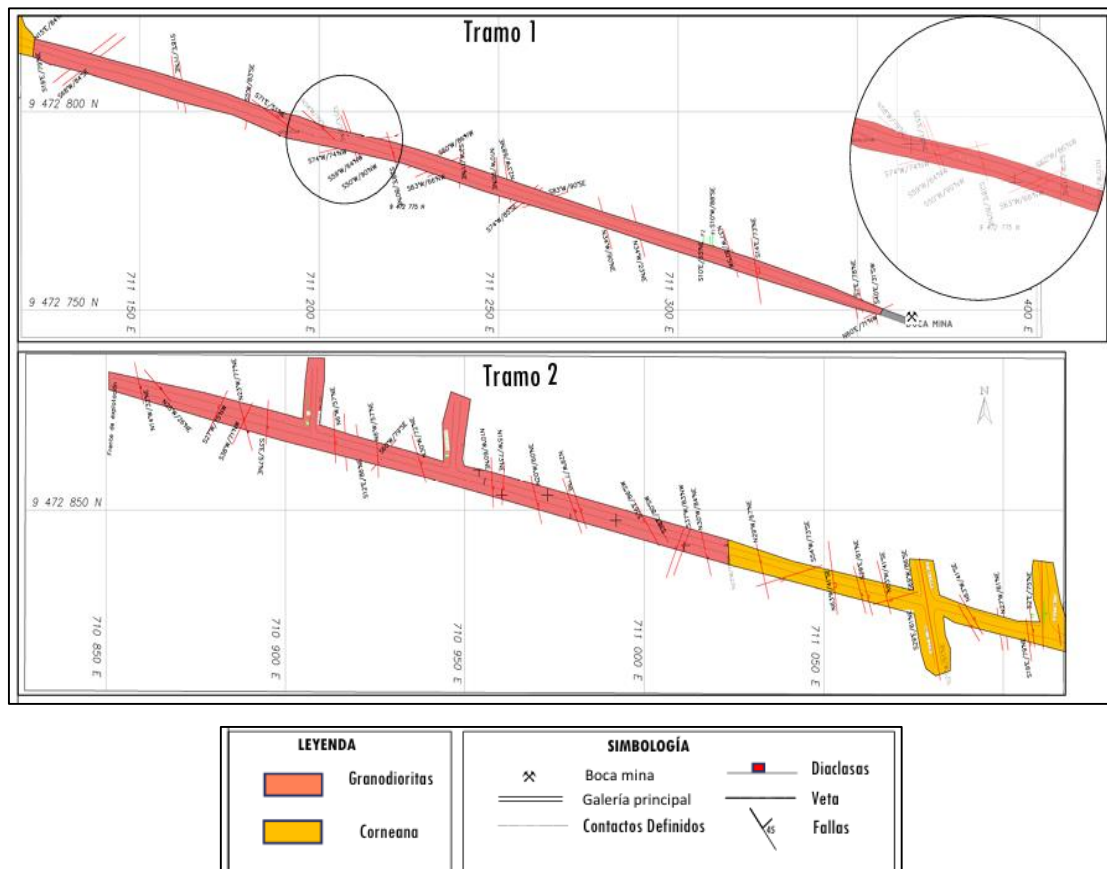


Figura 24: Mapa Geológico estructural de la Galería Principal.



Figura 25: Corte del mapa Geológico estructural.

6.2.3. Propiedades físico-mecánicas de las rocas

6.2.3.1. Propiedades físicas

Para determinar las propiedades físicas, se tomaron un total de 10 muestras en cada estación ubicadas cada 50 metros a lo largo de la galería principal y una muestra en el frente de explotación. La distribución de estas muestras se detalla en la Tabla 23.

Tabla 23: Estaciones

N° de muestra	Estación	Tipo de roca	Tramo
1	E1	Granodiorita alterada	0+007.21-0+051.00
2	E2	Granodiorita	0+051.00-0+100.00
3	E3	Granodiorita	0+100.00-0+151.10
4	E4	Granodiorita	0+151.10-0+201.05
5	E5	Granodiorita	0+201.05-0+250.20
6	E6	Corneana	0+250.00-0+301.20
7	E7	Corneana	0+301.20-0+350.00
8	E8	Granodiorita	0+350.00-0+401.00
9	E9	Granodiorita	0+401.00-0+450.00
10	E10	Granodiorita	0+450.00-0+524.00
FE	FE	Granodiorita	0+524.00

Peso específico aparente: Las muestras examinadas muestran valores de densidad que oscilan entre **2.64 y 3.07 g/cm³**. Los valores obtenidos se detallan en la Tabla 24.

Tabla 24: Peso específico aparente

N° de muestras	Estación	Peso de la muestra (g)	Peso seco (g)	Peso saturado (g)	Peso sumergido (g)	Peso específico aparente (g/cm ³)
1	E1	240.1	237.3	241.1	151.32	2.64
2	E2	275.32	274.77	275.36	177.77	2.82
3	E3	322.6	321.84	322.89	203.78	2.70
4	E4	381.01	378.15	381.6	239.5	2.66
5	E5	444.5	442.61	444.11	288.15	2.84
6	E6	140.87	139.76	141.18	89.61	2.71
7	E7	301.73	301.18	302.18	204.23	3.07
8	E8	259.57	258.53	259.67	173.1	2.99
9	E9	103.98	103.72	104.17	66.85	2.78
10	E10	153.12	152.5	153.49	97.58	2.73
FE	FE	161.12	159.99	161.42	101.98	2.69

En la figura 26 se detalla la distribución grafica del peso específico aparente de las muestras, la muestra 7 (E7), registra el valor más alto 3.07 g/cm³ que corresponde a una roca corneana, por otro lado, la muestra (E1) registra el valor más bajo que corresponde a una granodiorita alterada con valor de 2.64 g/cm³.

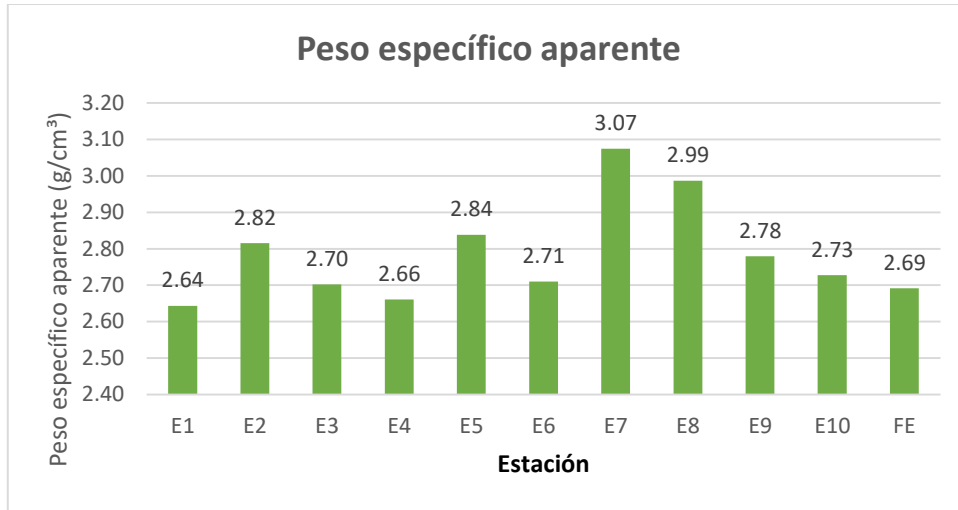


Figura 26: Valorización del peso aparente

Peso específico real: Las muestras examinadas presentan un valor entre 3.48 y 2.69 (g/cm³), en Tabla 25 se detallan los valores de cada muestra.

Tabla 25: Resultados del peso específico real.

N° de muestras	Estación	Peso de la muestra pulverizada (g)	Peso del picnómetro más agua (g)	Peso de la muestra más agua (g)	Peso específico real (g/cm ³)
1	E1	30	147.2	166.2	2.72
2	E2	30	147.52	167.35	2.94
3	E3	30	147.2	166.88	2.90
4	E4	30	147.52	166.4	2.69
5	E5	30	147.2	167.24	3.01
6	E6	30	147.52	168.01	3.15
7	E7	30	147.2	168.59	3.48
8	E8	30	147.52	167.6	3.02
9	E9	30	147.2	167.16	2.98
10	E10	30	147.52	166.82	2.80
FE	FE	30	147.2	166.5	2.80

En la Figura 27 ilustra los valores del peso específico real de las muestras analizadas, la muestra 7 (E7) presenta el valor más alto de 3.48 g/cm³, que corresponde a la roca corneana y la muestra 4 (E4) presenta un valor de 2.69 g/cm³, que corresponde a una granodiorita.



Figura 27: Valorización del peso específico real

Porosidad: Esta propiedad de las muestras se las determinó a partir del peso específico aparente y el peso específico real, con valores que oscilan entre 0.99 y 13.97 %.

En la tabla 26 se detalla los valores de la porosidad de cada una de las muestras.

Tabla 26: Resultados del ensayo de porosidad

N° de muestras	Estación	Peso aparente (g/cm³)	Peso real (g/cm³)	Porosidad (%)
1	E1	2.64	2.72	2.94
2	E2	2.82	2.94	4.08
3	E3	2.7	2.9	6.90
4	E4	2.66	2.69	1.12
5	E5	2.84	3.01	5.65
6	E6	2.71	3.15	13.97
7	E7	3.07	3.48	11.78
8	E8	2.99	3.02	0.99
9	E9	2.78	2.98	6.71
10	E10	2.73	2.8	2.50
FE	FE	2.69	2.8	3.93

En la Figura 28 se representan los rangos de los valores de cada muestra, se observa que la muestra 6 (E6) representa un alto valor de porosidad con un valor de 13.97%, que corresponde a una roca corneana y la muestra 8 (E8) con menor valor de 0.99% que corresponde a una roca granodiorita.

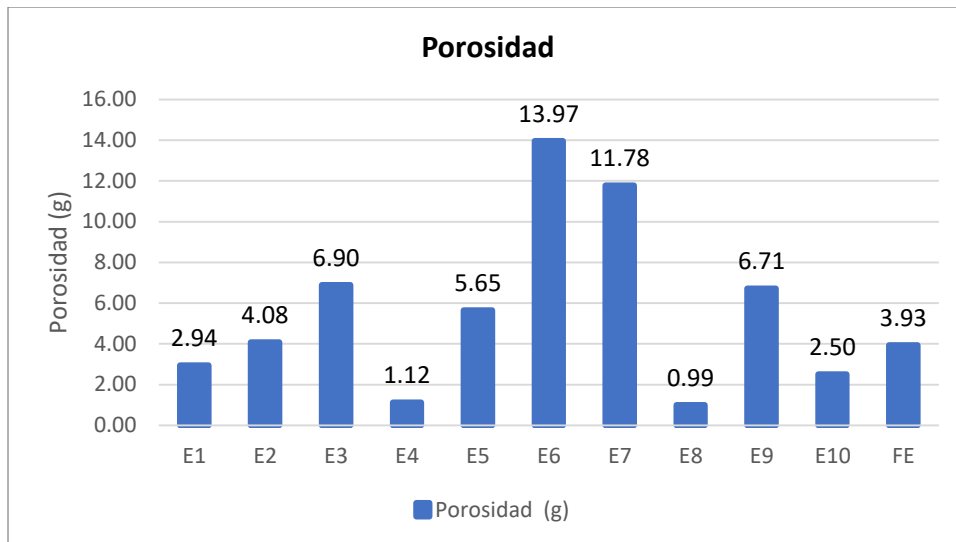


Figura 28: Valorización de la porosidad.

6.2.3.2. Propiedades mecánicas

Resistencia a la compresión simple: A esta propiedad se la determinó mediante el ensayo de compresión, se trabajó con 3 muestras tomadas en el frente de explotación, en la Tabla 27 se detallan los datos de las resistencias de cada muestra, los valores oscilan entre 117.08 y 143.60 MPa, que pertenece a una granodiorita.

Tabla 27: Ensayo de compresión simple.

N° de muestra	Estación	Peso del cubo (g)	Medidas del cubo(m)			Esfuerzo aplicado (N)	Área de cubo (m ²)	RCS (MPa)	RCS calculada (MPa)
			a	b	c				
M1	FE	321.76	0.491	0.495	0.491	0.281	0.0024	112.05	117.08
M2	FE	331.129	0.499	0.498	0.496	0.359	0.0025	137.03	143.60
M3	FE	331.128	0.49	0.483	0.487	0.293	0.0024	119.61	122.08

La figura 29 se detalla la distribución de los datos obtenidos del ensayo de resistencia con los valores que arroja la prensa hidráulica y los valores calculados, visualizando que no existe mucha variación entre los valores.

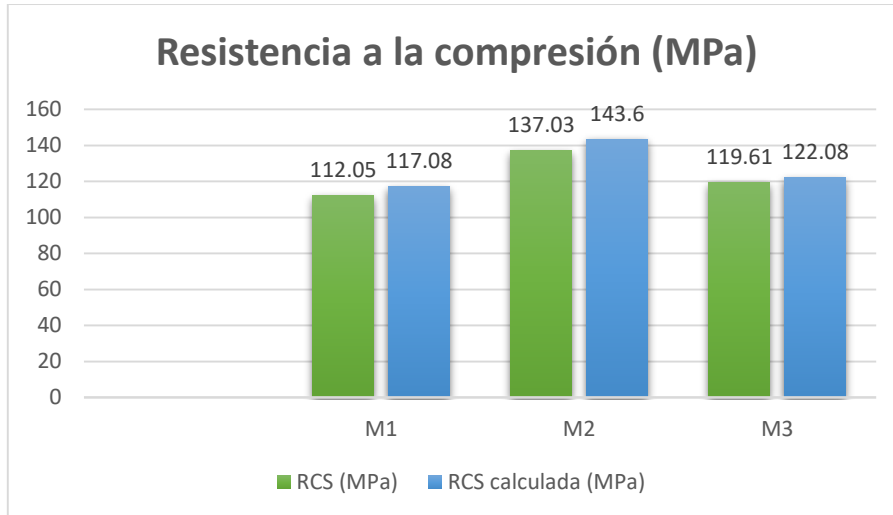


Figura 29: Distribución de los valores de resistencia

Así mismo, la figura 30 muestra cómo se produjo la rotura de las 3 muestras a partir del ensayo.

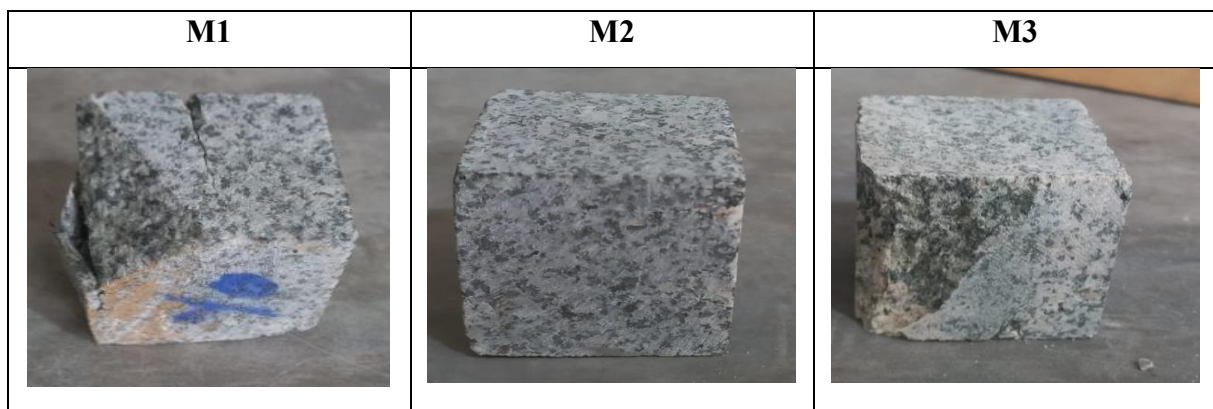


Figura 30: Fractura de las muestras por el ensayo de compresión

6.2.4. Caracterización geomecánica de la galería principal

Para determinar la caracterización geomecánica según RMR de Bieniawski y Q de Barton, se realizó una subdivisión de 10 tramos de 50 m cada uno a lo largo de la galería principal, el procedimiento en cada calificación se lo hace de la siguiente manera:

RQD

En el parámetro del RQD, se realizó a partir del conteo volumétrico de las discontinuidades presentes en cada tramo establecido. Este parámetro es preliminar para determinar la condición geomecánica mediante el sistema RMR. En la Tabla 28 se presentan los resultados obtenidos del análisis RQD.

Tabla 28: Valoración y análisis del RQD.

Tramo	Distancia	Tipo de roca	Valoración	Calidad de la roca	Clase
Tramo 1	0+007.21-0+051.00	Granodiorita alterada	77.05	Buena	Clase II
Tramo 2	0+051.00-0+100.00	Granodiorita	88.43	Buena	Clase II
Tramo 3	0+100.00-0+151.10	Granodiorita	93.23	Excelente	Clase I
Tramo 4	0+151.10-0+201.05	Granodiorita	77.05	Buena	Clase II
Tramo 5	0+201.05-0+250.20	Granodiorita	80.84	Buena	Clase II
Tramo 6	0+250.00-0+301.20	Corneana	92.23	Excelente	Clase I
Tramo 7	0+301.20-0+350.00	Corneana	92.23	Excelente	Clase I
Tramo 8	0+350.00-0+401.00	Granodiorita	80.84	Buena	Clase II
Tramo 9	0+401.00-0+450.00	Granodiorita	92.23	Excelente	Clase I
Tramo 10	0+450.00-0+500.00	Granodiorita	84.64	Buena	Clase II

De acuerdo a los resultados obtenidos del RQD, se puede deducir que la mayor parte del macizo rocoso de la galería principal se clasifica como Clase I y II que pertenece a una roca buena y excelente. Cabe recalcar que en el primer tramo los primeros 7 m están con sostenimiento de hormigón debido a la meteorización que presenta la roca.

RMR

En base a las valoraciones del RQD, resistencia a la compresión simple (RCS), separación entre discontinuidades, estado, flujo de agua y el ajuste en función a la orientación del túnel, se categorizó el macizo rocoso de la galería principal. En la tabla 29 se detalla los tramos con sus respectivas valoraciones del RMR, cabe especificar que el macizo rocoso presenta una baja cantidad de fracturas, condiciones favorables en condiciones del estado de discontinuidades y la presencia de agua es escasa. Se destacó, que el túnel presenta una condición muy favorable de acuerdo a la orientación perpendicular que presenta las discontinuidades, lo cual se le asignó una valoración de 0. (Ver Anexo 12)

Tabla 29: Resultados del RMR

Tramo	Punto	Tipo de roca	Valoración	Calidad de la roca	Clase
Tramo 1	0+007.21-0+051.00	Granodiorita alterada	68	Buena	Clase II
Tramo 2	0+051.00-0+100.00	Granodiorita	68	Buena	Clase II
Tramo 3	0+100.00-0+151.10	Granodiorita	74	Buena	Clase II
Tramo 4	0+151.10-0+201.05	Granodiorita	78	Buena	Clase II
Tramo 5	0+201.05-0+250.00	Granodiorita	71	Buena	Clase II
Tramo 6	0+250.00-0+301.20	Corneana	74	Buena	Clase II
Tramo 7	0+301.20-0+350.00	Corneana	81	Muy Buena	Clase I
Tramo 8	0+350.00-0+401.00	Granodiorita	77	Buena	Clase II
Tramo 9	0+401.00+0+450.00	Granodiorita	76	Buena	Clase I
Tramo 10	0+450.00-0+500.00	Granodiorita	73	Buena	Clase II

En la figura 31 se representa la valorización y categorización del RMR de los 10 tramos realizados a lo largo de la galería principal, en la que se definió 2 clases de macizo rocoso con calidad de buena a muy buena.

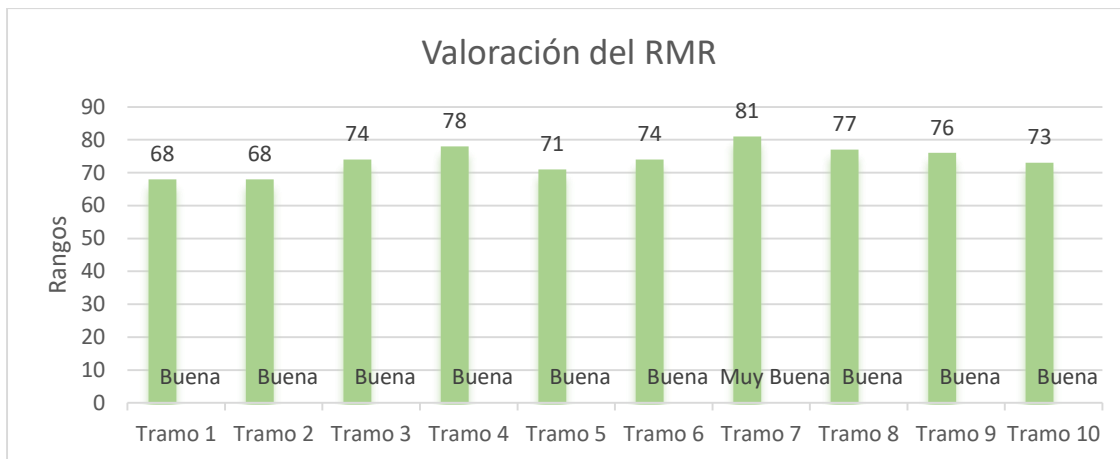


Figura 31: Valorización del RMR

El sostenimiento según RMR de Bieniawski, varía de acuerdo al tipo de roca de cada tramo. en la Figura 32 que correlaciona el valor del RMR ajustado con la altura de la galería que es de 2m, se determina que no es necesario implementar algún tipo de sostenimiento.

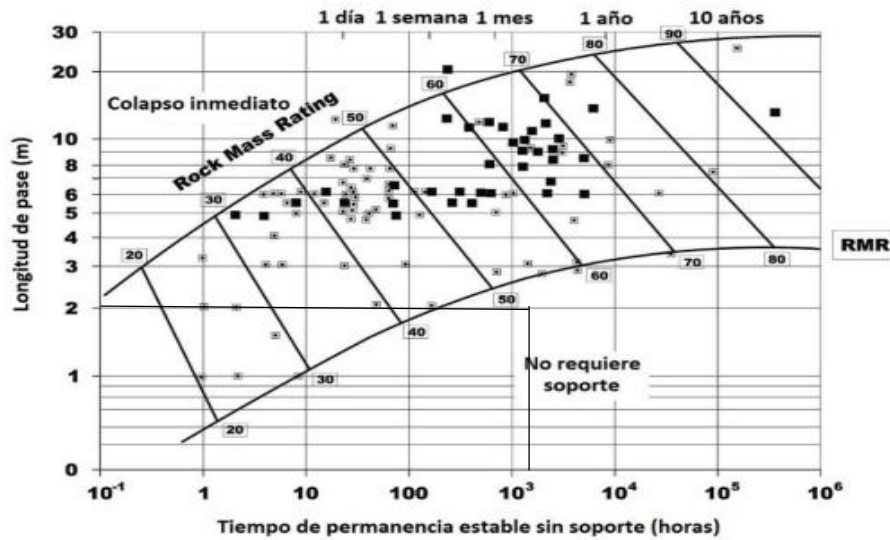


Figura 32: Sostenimiento de acuerdo al RMR

Nota. Tomada de: (Yépez, 2023)

Q de Barton

Este parámetro se determinó a partir de la correlación entre los resultados del RMR de Bieniawski con Q de Barton, obteniendo valores similares a los determinados por el RMR. En la tabla 30 se detallan los valores obtenidos de dicha correlación.

Tabla 30: Resultados del parámetro Q.

Tramo	Punto	Tipo de roca	Valoración	Calidad de la roca
Tramo 1	0+007.21-0+051.00	Granodiorita alterada	14.4	Buena
Tramo 2	0+051.00-0+100.00	Granodiorita	14.4	Buena
Tramo 3	0+100.00-0+151.10	Granodiorita	28.01	Buena
Tramo 4	0+151.10-0+201.05	Granodiorita	43.70	Muy Buena
Tramo 5	0+201.05-0+250.00	Granodiorita	20.09	Buena
Tramo 6	0+250.00-0+301.20	Corneana	28.03	Buena
Tramo 7	0+301.20-0+350.00	Corneana	61.01	Muy Buena
Tramo 8	0+350.00-0+401.00	Granodiorita	39.12	Buena
Tramo 9	0+401.00+0+450.00	Granodiorita	35.01	Buena
Tramo 10	0+450.00-0+500.00	Granodiorita	25.08	Buena

Según el Q de Barton, y con el factor SRF de 1,6 utilizado en excavaciones mineras permanentes, y a la altura de la sección, que es de 2.30m, lo que permite determinar que no es necesario la implementación de medidas de sostenimiento debido a que la roca es competente para el proceso de excavación.

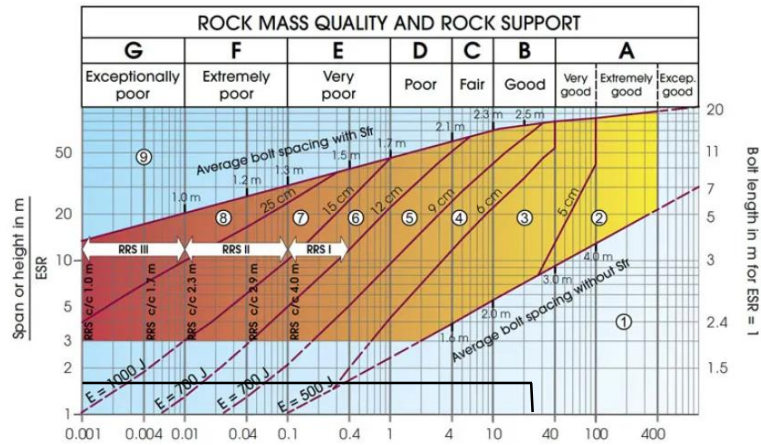


Figura 33: Sostenimiento según Q de Barton

Nota. Tomada de: (Yépez, 2023)

6.2.5. Resultados del RQD, RMR Y Q de Barton del frente de explotación.

RQD

La caracterización geomecánica del macizo rocoso indica que el frente de explotación donde se determinó el número de discontinuidades mediante el método de ventanas en cada eje (X, Y), posee 3 familias. La Familia 1 está conformada por cuatro juntas verticales, la familia 2 por 3 juntas horizontales y la familia tres por dos juntas paralelas al eje X, teniendo como resultado un total de 9 juntas por metro cúbico, obteniendo un valor de 80%. Lo que indica que la roca presente en el frente de explotación es de calidad buena. (Ver Anexo 12).

RMR de Bieniawski.

Con el valor del RQD (80.45%) y el promedio de los resultados del ensayo de resistencia a la compresión que se obtuvo un valor de 127 MPa, y los datos del estado de las discontinuidades se determinó la clasificación del RMR. Para determinar los valores de las puntuaciones se utilizó la tabla del Anexo 12. En la Tabla 31 se detalla los valores obtenidos.

Tabla 31: Valores del RMR

Parámetros	Valorización
Resistencia a la compresión (127MPa)	12
RQD: 80%	17
Separación	10
Persistencia	4
Aberturas	6
Rugosidad	5
Relleno	6
Alteración	6
Agua freática	10
Orientación de las discontinuidades	0
RMR	76 (Buena)

La sumatoria de las puntuaciones de los seis parámetros geomecánicos da como resultado un índice de RMR de 76, que indica que se trata de un macizo de calidad Buena, Tipo II, determinando así que la roca presente en el macizo rocoso posee una resistencia adecuada y sus características que aportaría en que es el sostenimiento y fortificación.

Índice Q de Barton

Para determinar el Índice que se lo realizó mediante la fórmula de correlación entre la clasificación RMR y Q.

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

Despejamos Q de la ecuación:

$$Q = e^{\frac{RMR - 44}{9}}$$

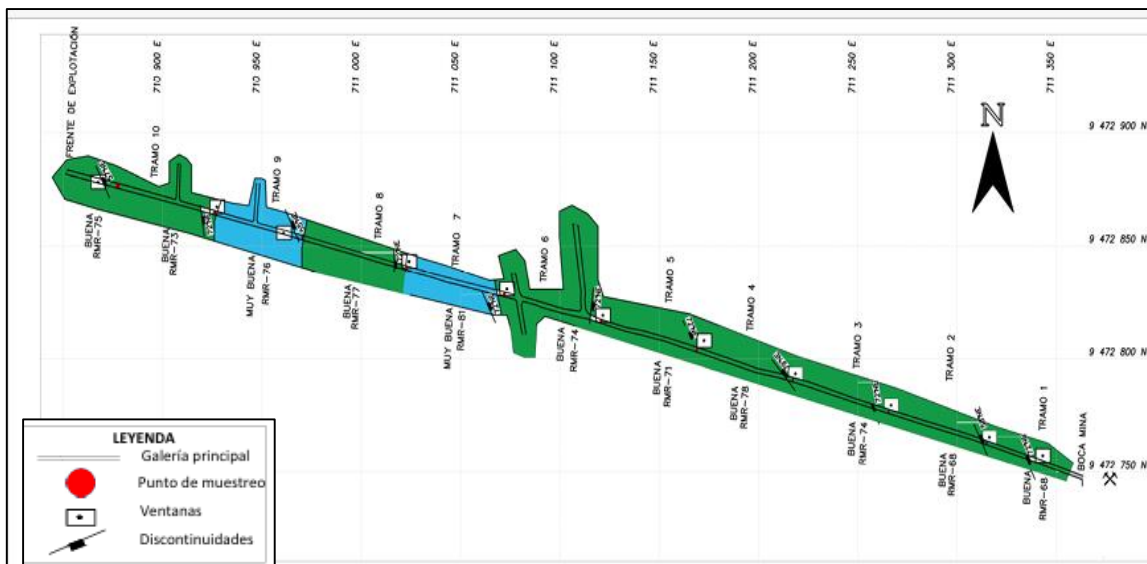
$$Q = 2.71828^{\frac{76 - 44}{9}}$$

$$Q = 35: Buena$$

e: 2.71828.

Según los resultados la calidad de la roca estaría en una categoría buena.

En la figura 34 se detalla la clasificación RMR y Q de Barton, representada a lo largo de la galería principal la calidad de la roca por cada tramo. En el Anexo 7 se observa los mapas más a detalle.



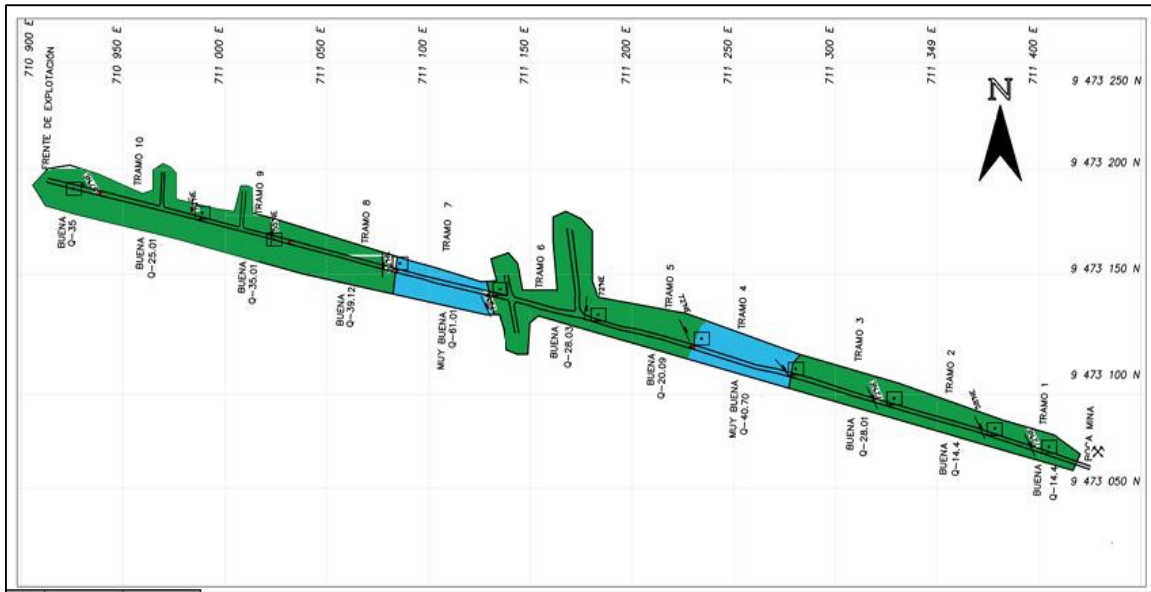


Figura 34: Mapa Geomecánico RMR y Q de Barton.

6.3. Resultados del tercer objetivo: Calcular los parámetros de la malla de perforación y voladura en base a las condiciones levantadas del macizo rocoso de la mina San Josémin.

6.3.1. Perforación y voladura

Para el proceso de perforación y voladura, el área minera dispone de una máquina perforadora modelo YT 27. Sus especificaciones se detallan en la tabla 32.

Tabla 32: Especificaciones técnicas de la perforadora YT 27.

Perforadora YT 27		
Características		
Modelo	YT27	
Peso (Kg)	27	
Diámetro de perforación	32-45	
Diámetro del pistón	80 mm	
Requerimiento de aire	57 l/s	
Frecuencia de impacto	39 Hz	
Velocidad de rotación	300 r/min	
Conexión de manguera	25 mm	

Nota. Obtenido de Comisub, 2023.

Elección del explosivo

Para la selección del explosivo generalmente se lo realizó en función del abastecimiento y calidad de la roca. Así mismo existen algunos factores técnicos que son unas de las variables controlables en la voladura, además se debe tener en cuenta características del área de explotación, si existe presencia de agua y fracturas.

El frente a explotar presenta una roca con un coeficiente de fortaleza de 13 que pertenece a la granodiorita. Dentro del macizo rocoso se encuentra zonas de fractura y no existe la presencia de agua, por lo tanto, el explosivo seleccionado es el adecuado para rocas que varían en resistencia entre intermedias a dura, además se tomó en cuenta la impedancia de la roca con la impedancia del explosivo, para determinar el valor de impedancia de la roca se estableció en base al Q de Barton promedio de la galería principal.

$$V_p = (1000 * \ln Q) + 3500$$

$$V_p = (1000 * \ln 35) + 3500 = 7055.34 \frac{m}{s}$$

Impedancia para el explosivo (ANFO): $= p_e * V_D$

$$\text{Impedancia para el explosivo:} = 0.8 \frac{g}{cm^3} * 3000 \frac{ms}{s} = 2400 \frac{m}{s}$$

Impedancia de la roca $= p_r * V_D$


$$\text{Impedancia para el explosivo} = 2.71 \frac{g}{cm^3} * 7055.34 \frac{ms}{s} = 19119.18 \frac{m}{s}$$

2400 < 19119.18: si cumple

En la Tabla 33 se detalla las características del explosivo a usarse.

Tabla 33: Especificaciones técnicas sobre el explosivo

Explosivo de fondo	
Tipo de explosivo	Emulnor 3000
Peso del cartucho	0.123kg
Largo	0.018m
Potencia relativa en peso	100 %
Potencia relativa en volumen	145 %
Diámetro del explosivo	0.0254m
Densidad relativa	1.14 (g/cm ³)
Densidad del explosivo	1140 (kg/m ³)
Velocidad de detonación	5700 m/s



Nota. Obtenido de FAMESA, (2024).

Tabla 34: Especificaciones técnicas sobre el explosivo en la columna.

Explosivo de columna	
Tipo de explosivo	ANFO normal
Densidad aparente	0.80 (g/cm ³)
Volumen de gases	985 L/kg
Velocidad de detonación	3000 (m/s)



Nota. Obtenido de FAMESA, (2024).

Iniciador

Para la elección del sistema de iniciación, se realizó un análisis a futuro y que se genere una voladura más eficiente y controlada. El iniciador elegido es el sistema de iniciador no eléctrico del producto FANEL (FSE) que está formado por los siguientes componentes:

Detonador de retardo: consta de un Detonador N° 12 el cual contiene en su interior un explosivo primario, secundario el retardo de tiempo especial de acuerdo al número de tiempos, que permite detonar de acuerdo a los distintos intervalos de tiempos.

Tubo de Choque Fanel: está cubierto en su interior por una sustancia reactiva que al ser activada conduce por una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar el detonador de retardo.

Etiqueta: indica el número de serie de cada retardo incluido el tiempo ya sea en segundos o milisegundos.

Conector plástico “J”: está diseñado para la conexión y asegurar el contacto de Choque Fanel y el Cordón Detonante. (FAMESA, 2016)

A continuación, en la Tabla 35 se detallan las especificaciones detalladas del retardo elegido:

Tabla 35: Especificaciones técnicas del detonador con retardo.

Iniciador		
Retardos no eléctricos	Retardo Fanel (FSE)	
Diámetro	7.3 mm	
Longitud	60/68/88/92 mm	
Prueba de Esopo, diámetro de perforación	11 mm	
Volumen Trauzl	34cm ²	
Resistencia de impacto 2kg/ 1m	No detona	
Tubo de choque Fanel		FANEL
Material		Termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica.
Color	Periodo corto	Rojo o naranja
	Periodo largo	Amarillo
Resistencia a la tracción		18 Kg
Velocidad de onda		2 000 ± 200
Etiqueta		FANEL
Material		Plástico
Color de letra		Negro
Conector plástico tipo “J”		Plástico



Nota. Obtenido de FAMESA, (2016).

Para el proceso de iniciación se eligió sistemas no eléctricos que se lo realiza de la siguiente manera: primero se agrupan todas las mangueras de los barrenos mediante un nudo para evitar el desplazamiento, luego se conecta el cordón detonante iniciador ajustado a la distancia requeridas para el encendido según el diseño de la voladura.

Para el diseño de la malla de perforación se lo realizó con las medidas de la galería del frente de explotación con dimensiones de una altura de 2.30 m y un ancho de 2m, con un área de excavación de 4.56 m², en la figura 35 se detalla las dimensiones mencionadas.

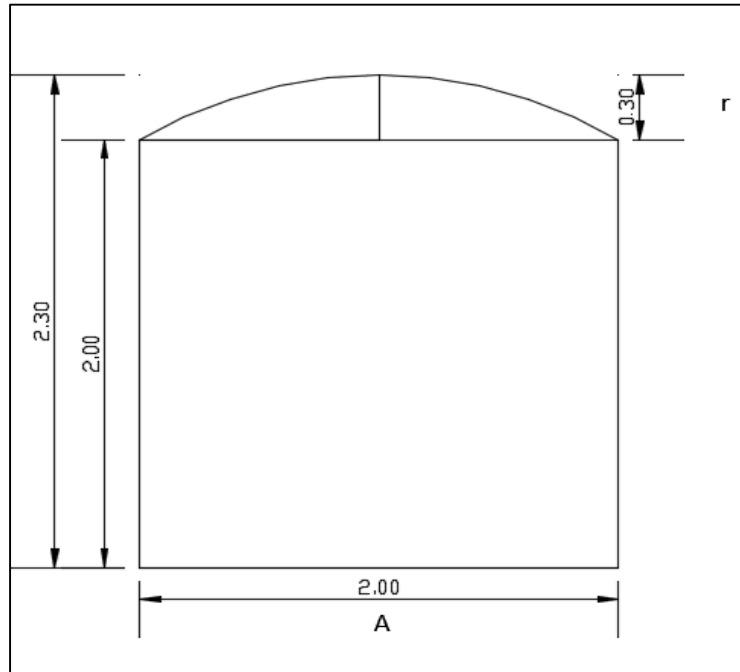


Figura 35: Sección de la galería

Cálculo del área de la sección de la galería

B: 2m

H:2m

r:0.30m

$$\text{Área} = \left(\frac{\pi * r^2}{2} \right) + \left(r * (A - (2 * r)) \right) + (A * (H - r))$$

$$\text{Área} = \left(\frac{\pi * 0.30^2}{2} \right) + (0.30 * (2 - (2 * 0.30))) + (2 * (2.30 - 0.30))$$

$$\text{Área} = 4.56 \text{ m}^2$$

Cálculo del perímetro de la galería

$$P_{\text{perimetro}} = (\pi * r) + 2 * (H_{\text{Túnel}} - r) + 2 * (A_{\text{Túnel}} - r)$$

$$P_{\text{perimetro}} = (\pi * 0.30) + 2 * (2,30 - 0.30) + 2 * (2 - 0.30)$$

$$P_{\text{perimetro}} = 11.74 \text{ m}$$

6.3.1.1. Parámetros de perforación y voladura de la galería principal.

Para la elección del diseño del pasaporte de perforación se hizo la propuesta de tres mallas, la primera propuesta se eligió como explosivo principal al ANFO, en segunda propuesta al Emulnor 3000, y la tercera propuesta se eligió una dinamita como es el Riodin.

- **Primera propuesta**

El pasaporte de perforación y voladura se diseñó en base a las características previamente descritas. En la tabla 36 se detallan las características de la roca y del frente de explotación.

Tabla 36: Características de la roca y el frente de explotación

Características del frente de explotación	
Ancho de la galería (A)	2m
Alto de la galería (H)	2.30m
Alto del hastial	2m
Radio	0.30m
Área	4.56 m ²
Perímetro	11.74 m
Volumen de roca excavada	V=4.56 * 1.52= 6.84m ³
Características de la roca	
Tipo de roca	Granodiorita
Peso específico	2.71 tn/m ³
Resistencia de la roca promedio	127.6 MPa.
Fortaleza de la roca	127.6 MPa/10= 12.8=13
Constante de la roca	0.34
RMR	78
GSI	70
RQD	85.8
Características adicionales	
Longitud de perforación	1.60m
Longitud del cartucho del explosivo	0.18 m
Diámetro del taladro de producción	0.036m
Diámetro de taladro de alivio	0.051m
Número de taladros de alivio	2
Especificaciones técnicas del explosivo (ANFO)	
Longitud del cartucho	0.22m
Peso del cartucho	0.132 kg
Densidad relativa	0.8g/cm ³
Velocidad de detonación	3000(m/s)
Resistencia al agua	Excelente
Especificaciones técnicas del Emulnor 3000	
Longitud del cartucho	0.18m
Peso del cartucho	0.123 kg
Densidad relativa	1.14g/cm ³
Velocidad de detonación	5700(m/s)
Resistencia al agua	Excelente
Presión de detonación	93kbar
Concentración de carga	0.58 kg/m
Potencia relativa (q)	1.45

Índice de voladura

- Concentración de la carga de Anfo (Cc)

$$Cc = \rho_{ANFO} * \frac{\pi * \phi^2}{4}$$
$$Cc = 800 \frac{Kg}{m^3} * \frac{\pi * (0.030)^2}{4}$$
$$Cc = 0.56 \frac{Kg}{m}$$

- Potencia relativa con respecto al ANFO

$$S_{ANFO} = 1$$

- **Características del barreno**

La perforación se realiza con barrenos de 1.60 m de longitud, con brocas de 36mm de diámetro. Considerando que la eficiencia es de 0.95 %.

- **Diámetro de barrenos “ ϕ ”**

$$db = dc + 4 (mm)$$

$$db = 24.5 + 4 (mm)$$

$$db = 29.8mm \approx 36mm$$

dc: diámetro del cartucho de la sustancia explosiva (24.554tt mm)

- **Longitud de perforación efectiva (Holmberg)**

$$Lp = 0,15 + 34,1 * (D_2) - 39,4 * (D_2)^2$$

$$Lp = 0,15 + 34,1 * (0.051) - 39,4 * (0.051)^2$$

$$Lp = 1.79 m$$

Donde:

Lp: Longitud del taladro, m.

D: Diámetro del taladro vacío (0.051), m.

Se puede perforar con una barra de 1.60 con un diámetro de 0.036m, considerando que la roca a perforar es de fortaleza media.

- **Avance efectivo por voladura(X)**

Considerando que el barreno tiene una longitud de 1.60m de avance del 95%

$$X = 0.95 * H$$

$$X = 0.95 * 1.60$$

$$X = 1.52m$$

Donde:

H: Longitud de perforación

- **Volumen de roca a excavar**

$VRA = \text{Sección} * \text{Longitud de eficiencia de perforación}$

$$VRA = 4.56 \text{ m}^2 * 1.52 \text{ m}$$

$$VRA = 6.93 \text{ m}^3$$

- **Número de taladros aproximados**

$$N^{\circ}_{Tal} = 10\sqrt{\text{Ancho de la labor} * \text{Altura de la labor}}$$

$$N^{\circ}_{Tal} = 10\sqrt{2\text{m} * 2.30}$$

$$N^{\circ}_{Tal} = 21.40 \approx 22 \text{ Taladros}$$

- **Error de perforación:**

$$F = \alpha * Lavance + e' = 0.02 * 1.60 + 0.01\text{m} = 0.042\text{m}$$

Donde:

Desviación angular: 1 mm (0.01 m)

Error de emboquille (e'): 1 mm (0.02 m)

Lavance= 1.60m

- **Longitud de retacado**

$$Lbc = 10 * D_1 = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

Donde:

Lbc: longitud de retacado

db: diámetro de los barrenos

Cálculo de secciones: se diseñó el cuele con 3 secciones y 2 taladros de alivió, a continuación, se detalla los cálculos:

- **Cuele**

Diámetro del taladro vacío de alivió.

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{2}$$

$$\phi_2 = 36 \text{ mm} * \sqrt{2} = 51 \text{ mm}$$

Tabla 37: Distribución de las secciones.

Sección de corte	Valor del Burden (m)	Ajuste de Burden (m)	Valor de la sección(m)	Cumple
Sección 1	$B_1 = 1,5\phi_2 = \mathbf{0.08}$	$B_1 = 0.12$	$Sc_1 = B_1 \sqrt{2} = \mathbf{0.17}$	Si cumple
Sección 2	$B_2 = B_1 \sqrt{2} = \mathbf{0.16}$	$B_2 = 0.17$	$Sc_2 = 1,5 B_2 \sqrt{2} = \mathbf{0.36}$	Si cumple
Sección 3	$B_3 = 1.5 * B_2 \sqrt{2} = \mathbf{0.33}$	$B_3 = 0.36$	$Sc_3 = 1,5 B_3 \sqrt{2} = \mathbf{0.76}$	Si cumple
Sección 4	$B_4 = 1,5 B_3 \sqrt{2} = \mathbf{0.70}$	$B_4 = 0.76$	$Sc_4 = 1,5 B_4 \sqrt{2} = \mathbf{1.27}$	No cumple

Se cumple la siguiente expresión para conocer el número de secciones:

$$SC \geq \sqrt{x} \text{ o } SC \leq \sqrt{x}$$

Comprobamos:

$sc_3 \leq \sqrt{x}$	$sc_4 \leq \sqrt{x}$
$sc_3 \leq \sqrt{1.52}$	$sc_4 \leq \sqrt{1.52}$
$0.76 \leq 1.23$ si cumple	$1,27 \leq 1.23$ no cumple

De acuerdo a la comprobación se determinó 3 secciones para el cuele.

- **Cuele: Sección 1**

Cálculo del consumo específico de explosivo C.E. (Ashby)

$$CE = \frac{0.56 * \rho r * \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 * 2.71 * \tan\left(\frac{70+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 85.8}{3.3}}} = 0.38$$

Constante de la roca

$$C = 0.8784 * (C.E) + 0.0052 = 0.8784 * (0.38) + 0.0052 = \mathbf{0.34}$$

Concentración de carga lineal

Carga de fondo (Emulnor)

$$q_1 = p_e * \frac{\pi * (\phi_e)^2}{4} * 10^{-3}$$

$$q_1 = 1.14 \frac{g}{cm^3} * \frac{\pi * (25.4 mm)^2}{4} * 10^{-3} = 0.58 kg/m$$

Carga de columna (Anfo)

$$q_2 = p_e * \frac{\pi * (\phi_e)^2}{4} * 10^{-3}$$

$$q_2 = 0.80 \frac{g}{cm^3} * \frac{\pi * (30 mm)^2}{4} * 10^{-3} = 0.56 kg/m$$

Peso lineal del Retacado

$$q_R = p_a * \frac{\pi * (\phi_a)^2}{4} * 10^{-3} = 1.5 \frac{g}{cm^3} * \frac{\pi * (30mm)^2}{4} * 10^{-3} = 1.06 \frac{kg}{m}$$

Donde:

q_R =concentración de carga lineal (Kg/m)

p_e = densidad del explosivo (g/cm^3)

ϕ_e =diámetro del explosivo (mm)

Número de cartuchos

- W_e : peso del cartucho ANFO (0.140kg)
- q : 0.56 kg/m

$$N_c = \frac{q_2 * \frac{3}{4} * L}{W_e}$$

$$N_c = \frac{0.56 * \frac{3}{4} * 1.60}{0.140}$$

$$N_c = 4.8 \text{ cartuchos por taladro}$$

Número de taladros: 4

Longitud de carga de fondo (Lf)

$$L_{cf} = \frac{L_t}{3} = \frac{1.60}{3} = 0.53 m$$

Longitud de carga de columna (Lc)

$$L_c = L_{Total} - (L_{cf} + T)$$

$$L_c = 1.60 - 0.53 - 0.36$$

$$L_c = 0.71 m$$

Cálculos de cargas

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1 = 0.53 m * 0.58 \frac{kg}{m} = 0.30 kg$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2 = 0.71 \text{ m} * 0.56 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.40 \text{ kg}$$

Tabla 38: Resultado de la sección cuele.

Sección 1: cuele	
Burden	0.12m
Espacio entre taladros	0.17m
Longitud de carga de fondo	0.53m
Longitud de carga de columna	0.71m
Número de cartuchos	4.8
Número de barrenos	4
Peso del cartucho	0.132kg
Carga de fondo	0.30 kg
Carga de columna	0.40 kg

- **Sección 2: Primera ayuda**

-Número de barrenos

$$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We}$$

$$Nc = \frac{0.56 * \frac{3}{4} * 1.60}{0.140}$$

$$Nc = 4.8 \text{ unidades/barreno}$$

-Longitud de carga de fondo (Lf)

$$Lcf = \frac{Lt}{3} = \frac{1.60}{3} = 0.53 \text{ m}$$

-Longitud de carga de columna (Lc)

$$Lc = L_{Total} - (Lcf + T)$$

$$Lc = 1.60 - 0.53 - 0.36$$

$$Lc = 0.71 \text{ m}$$

Cálculos de cargas

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1 = 0.53 \text{ m} * 0.58 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.30 \text{ kg}$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2 = 0.71 \text{ m} * 0.56 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.40 \text{ kg}$$

Tabla 39: Resultado de la sección 2

Sección 2: primera ayuda	
Burden	0.17m
Espacio entre taladros	0.136m
Longitud de carga de fondo	0.53m
Longitud de carga de columna	0.71 m
Número de cartuchos	4.8
Número de barrenos	4
Peso del cartucho	0.132kg
Carga de fondo	0.30 kg
Carga de columna	0.40 kg

- **Sección 3: segunda ayuda**

Número de cartuchos

$$Nc = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We}$$

$$Nc = \frac{0.56 * \frac{3}{4} * 1.60}{0.140}$$

$$Nc = 4.8 \text{ cartuchos/barreno}$$

Longitud de carga de fondo (Lf)

$$Lcf = \frac{Lt}{3} = \frac{1.60}{3} = 0.53 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna (Lc)

$$Lc = L_{Total} - (Lcf + T)$$

$$Lc = 1.60 - 0.53 - 0.36$$

$$Lc = 0.71 \text{ m}$$

• **Cálculos de cargas**

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1 = 0.53 \text{ m} * 0.58 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.30 \text{ kg}$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2 = 0.71 \text{ m} * 0.56 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.40 \text{ kg}$$

Tabla 40: Resultado de la sección 3.

Sección 3: segunda ayuda	
Burden	0.12m
Espacio entre taladros	0.17m
Longitud de carga de fondo	0.53m
Longitud de carga de columna	0.71m
Numero de cartuchos	4.8
Número de barrenos	4
Peso del cartucho	0.132kg
Carga de fondo	0.30 kg
Carga de columna	0.40 kg

Tabla 41: Datos de la carga de fondo y columna del cuele.

Sección	Carga de fondo (m)	Carga de columna (m)	Carga de fondo (kg/b)	Carga de columna (kg/b)	Número de barrenos	Carga de fondo total (kg)	Carga total de columna (kg)
1	0.53	0.71	0.30	0.40	4	1.20	2.25
2	0.53	0.71	0.30	0.40	4	1.20	2.25
3	0.53	0.71	0.30	0.40	4	1.20	2.25
Total						3.60	6.75

- Contorno hastiales:

Se emplea la siguiente ecuación:

$$B \leq 0.6 * L_{real} = 0.6 * 1.52 = 0.91$$

$$\bar{c} = c * \frac{0.07}{B} = 0.34 * \frac{0.07}{0.9} = 0.38$$

Burden

$$B_{CH} = 0.9 \sqrt{\frac{q \times PRP_{ANFO}}{\bar{c} \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{CH} = 0.9 \sqrt{\frac{0.53 \times 1}{0.38 \times 1.45 \times (1.25)}}$$

$$B_{CH} = 0.90m$$

Se ajustó a 0.60m

Burden práctico:

El cálculo de los hastiales es similar al de la corona, lo que diferencia es el ángulo de realce en este caso de 0°.

$$B_{ph} = \frac{AT - sc_3}{4} = \frac{2 - 0.76}{4} = 0.32m$$

Número de barrenos contorno hastiales:

$$N_{CH} = \frac{AT - sc_3}{\frac{S}{B}} + 2 = \frac{2 - 0.76}{1.25} + 2 = 3 \text{ barrenos}$$

Número total de barrenos contorno hastiales:

$$N_{CH} = 3 \text{ barrenos} * 2 \text{ hastiales}$$

$$N_{CH} = 6 \text{ barrenos}$$

Espaciamiento:

$$S_{ah} = \frac{Ah_3}{NT} = \frac{0.76}{6 - 2} = 0.55m$$

Ancho de abertura de los hastiales:

$$Ah_{ah} = Ah_3 + (2B_{ah} * S_{ah})$$

$$Ah_{ah} = 0.76 + (2 * 2 * 0.55) = 1m$$

Número de cartuchos

$$N_c = \frac{L_T - 0.5 * B_{ch}}{\text{longitud del cartucho}}$$

$$N_c = \frac{1.60 - 0.5 * 0.60}{0.22} = 4.8 \text{ cartuchos por barreno}$$

- Longitud de carga en contorno hastiales:

Longitud de carga de fondo (Lcf):

$$L_{cf} = \frac{L_t}{6} = \frac{1.60}{6} = 0.27$$

Longitud de carga de columna (Lcc)

$$L_{cc} = L_t - L_f - T = 1.60 - 0.27 - 0.36 = 0.97m$$

Cálculos de cargas

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1 = 0.27 m * 0.58 \frac{kg}{m} = 0.16 kg$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2 = 0.97 m * 0.56 \frac{kg}{m} = 0.55 kg$$

Tabla 42:Resultado de los hastiales.

Hastiales	
Burden	0.60m
Espacio entre taladros	0.55m
Longitud de carga de fondo	0.27m
Longitud de carga de columna	0.97m
Número de barrenos	3=6
Número de cartuchos	4.8
Peso del cartucho	0.132kg
Carga de fondo	0.16 kg/b
Carga de columna	0.55 kg/b
Total de carga de fondo	0.96 kg
Total carga de columna	3.3 kg

- **Contorno por el techo:**

Espaciamiento:

$$E_{CT} = 15 * \phi_1^2 = 15 * (0.036)^2 = 0.33m$$

Espaciamiento ajustado a 0.40 m

Calculamos el Burden

$$B_{CT} = \frac{Ec}{S/A} = \frac{0.43}{1.25}$$

$$B_{CT} = 0.32m$$

Burden práctico:

$$B_{CTp} = B_{CT} - H \sin(\gamma) - F$$

$$B_{CTp} = 0.33 - 1.60 \sin(3^\circ) - 0.042$$

$$B_{CTp} = 0.43 cm$$

Número de barrenos contorno por el techo:

$$N_{CT} = \frac{2 + 2H \sin(\gamma)}{B_{CTp}} + 2$$
$$N_{CT} = \frac{2 + 2 * 1.52 * \sin(3^\circ)}{0.43} + 2$$
$$N_{CT} = 4.25 = 4 \text{ barrenos}$$

Número de cartuchos

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.56 * \frac{3}{4} * 1.60}{0.140} = 4.8 \text{ cartuchos/barreno}$$

Longitud de cargas del techo

Longitud de carga de fondo (Lcf):

$$L_{cf} = \frac{L_t}{6} = \frac{1.60}{6} = 0.27\text{m}$$

Longitud de carga de columna (Lcc)

$$L_{cc} = L_t - L_f - T = 1.60 - 0.27 - 0.36 = 0.97\text{m}$$

Cálculos de cargas

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1 = 0.27 \text{ m} * 0.58 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.16 \text{ kg}$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2 = 0.97 \text{ m} * 0.56 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.54 \text{ kg}$$

Tabla 43: Resultado del contorno del techo.

Techo	
Burden	0.43m
Espacio entre taladros	0.40m
Longitud de carga de fondo	0.27m
Longitud de carga de columna	0.97m
Número de barrenos	4
Número de cartuchos	4.8
Peso del cartucho	0.132kg
Carga de fondo	0.16 kg/b
Carga de columna	0.54 kg/b
Total de carga explosiva de fondo	0.64 kg
Total de carga explosiva de columna	2.25 kg

- **Zapatera/piso**

Para determinar el burden máximo en las zonas de las zapateras, considerando una inclinación de 3°, en la tabla 44 se detalla los parámetros usados para el cálculo.

Tabla 44: Datos para el cálculo de la zapatera.

Angulo de realce	-3
Constante de la roca corregida ©	0.38
Factor de fijación	1.45
Concentración de carga	0.51
Espaciamiento (S/B)	1.25

Burden de zapatera

$$B_Z = 0.9 \sqrt{\frac{q_2 \times PRP_{ANFO}}{c \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_Z = 0.9 \sqrt{\frac{0.53 \times 1}{0.38 \times 1.45 \times (1.25)}} = 0.53m$$

Se ajustó el valor a 0.43m

Burden práctico:

$$B_{zp} = B_Z - H \sin(\gamma) - F = 0.53 - 1.60 \sin(3) - 0.042 = 0.43 \text{ m}$$

- **Numero de barrenos zapatera:**

$$N_{tz} = \frac{A_T + 2H \sin(\gamma)}{B} + 2$$

$$N_{tz} = \frac{2 + 2 * 1.60 * \sin(3)}{0.53} + 2$$

$$N_{tz} = 4.73 \text{ barrenos} = 5 \text{ barrenos}$$

Número de cartuchos

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We}$$

$$N_c = \frac{0.56 * \frac{3}{4} * 1.60}{0.140} = 4.8 \text{ unidad por barreno}$$

Espaciamiento entre barrenos:

$$E_Z = \frac{A_T + 2 \sin(\gamma)}{N_{TZ} - 1} = \frac{2 + 2 \sin(3)}{4 - 1} = 0.57m$$

Se ajustó a 0.43m

Espacio con respecto al piso.

$$X = 2 \sin(\gamma) = 0.10 \text{ m}$$

- **Longitud de carga de zapatera:**

Longitud de carga de fondo (Lcf):

$$L_{cf} = \frac{L_t}{3} = \frac{1.60}{3} = 0.53$$

Longitud de carga de columna (Lcc)

$$L_{cc} = L_t - L_f - T = 1.60 - 0.53 - 0.36 = 0.71 \text{ m}$$

• **Cálculos de cargas**

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1 = 0.53 \text{ m} * 0.58 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.30 \text{ kg}$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2 = 0.71 \text{ m} * 0.56 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.40 \text{ kg}$$

Tabla 45: Resultado de la zapatera.

Zapatera	
Burden	0.53m
Espacio entre taladros	0.43m
Longitud de carga de fondo	0.53m
Longitud de carga de columna	0.7m
Número de barrenos	5
Número de cartuchos	4.8
Peso del cartucho	0.132kg
Carga de fondo	0.30kg
Carga explosiva de columna	0.40 kg
Total de carga de fondo	1.20 kg
Total de carga explosiva de columna	1.60 kg

- **Destroza:**

Para el cálculo de las ayudas se determina con un Angulo de 0°

Espaciamiento entre barrenos

$$Ec = 15 * \theta^2$$

$$Ec = 15 * 0.036^2$$

$$E_c = 0.45 \text{ m}$$

Burden Av:

$$B_c = \frac{E_c}{S/A} = \frac{0.45}{1.25} = 0.36 \text{ m}$$

Burden práctico:

$$B_{AVp} = B_{AV} - H \sin(\gamma) - F = 0.64 - 1.52 \sin(0^\circ) - 0.042 = 0.35 \text{ m}$$

Número de barrenos:

$$N_{AV} = \frac{A_{disponible}}{B_{AVp}} + 2$$

$$N_{AV} = \frac{1.02}{0.35} + 2 = 5.42 = 5 \text{ barrenos}$$

Espaciamiento:

$$N_{AV} = \frac{A_{disponible}}{N_{AV} - 1} = \frac{1.02}{5 - 1} = 0.51 \text{ m}$$

Número de cartuchos

$$N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We}$$

$$N_c = \frac{0.56 * \frac{3}{4} * L}{0.140}$$

$$N_c = 4.8 = \text{unidades/cartucho}$$

Longitud de carga ayudas Av:

Longitud de carga de fondo (Lcf):

$$L_{cf} = \frac{L_t}{3} = \frac{1.60}{3} = 0.53$$

Longitud de carga de columna (Lcc)

$$L_{cc} = L_t - L_f - T = 1.60 - 0.53 - 0.36 = 0.71 \text{ m}$$

Cálculos de cargas

Carga de fondo (kg)

$$Q_{fb} = L_{cf} * q_1 = 0.53 \text{ m} * 0.58 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.30 \text{ kg}$$

Carga de columna (kg)

$$Q_{cb} = L_{cc} * q_2 = 0.71 \text{ m} * 0.56 \frac{\text{kg}}{\text{m}} = 0.40 \text{ kg}$$

Tabla 46: Resultado de las ayudas de destroza.

Destroza	
Burden	0.45m
Espacio entre taladros	0.51m
Longitud de carga de fondo	0.53m
Longitud de carga de columna	0.71m
Número de barrenos	5
Número de cartuchos	4.8
Peso del cartucho	0.132kg
Carga explosiva fondo	0.30kg
Carga explosivo de columna	0.40kg
Total de carga de fondo	1.50 kg
Total de carga explosiva columna	2.00 kg

Se ajustaron las medidas tanto en el Burden como en el espaciamiento entre barrenos.

Total, de sustancia explosiva:

Se realiza una perforación con barrenos de 1.60m de longitud de 36 mm de diámetro, con la máquina usada en la empresa que es la T 27, con una malla de 35 barrenos.

Tabla 47: Total de sustancia explosiva.

Barrenos	Número de barrenos	Carga de fondo (Kg/barreno)	Carga de columna (Kg/barreno)	Carga total (kg)	Retardos
Alivio	2	-	-	-	-
Cuele	4	1.20	2.25	3.45	4
Primera ayuda	4	1.20	2.25	3.45	4
Segunda ayuda	4	1.20	2.25	3.45	4
Hastiales	6	0.96	3.30	4.26	6
Corona	4	0.64	2.16	2.79	4
Destroza	5	1.5	2.00	3.50	5
Piso/zapatera	5	1.20	2.25	2.80	4
Total	34	8.5 Kg	16.46 kg	24.96 kg	33

Cargado de explosivo

- Ya diseñada la malla de perforación del frente de explotación, se diseñó 2 barrenos de alivio (de acuerdo a la dureza de la roca) y 34 barrenos cargados con sustancia explosiva, usando los siguientes accesorios como: dinamita (EMULNOR 3000), nitrato, retardos y retacado.
- **ANFO:** Un total de 16.46 kg.
- **Emulnor 3000:** Un total de 7.9 kg.
- **Retacado:** para el retacado se utiliza arena, distribuido de tanto para las ayudas, el cuele y tanto en la corona, destroza, hastiales y arrastre dando un total de 10.70 kg de arena.

En la Figura 36 se detalla la distribución de los barrenos.

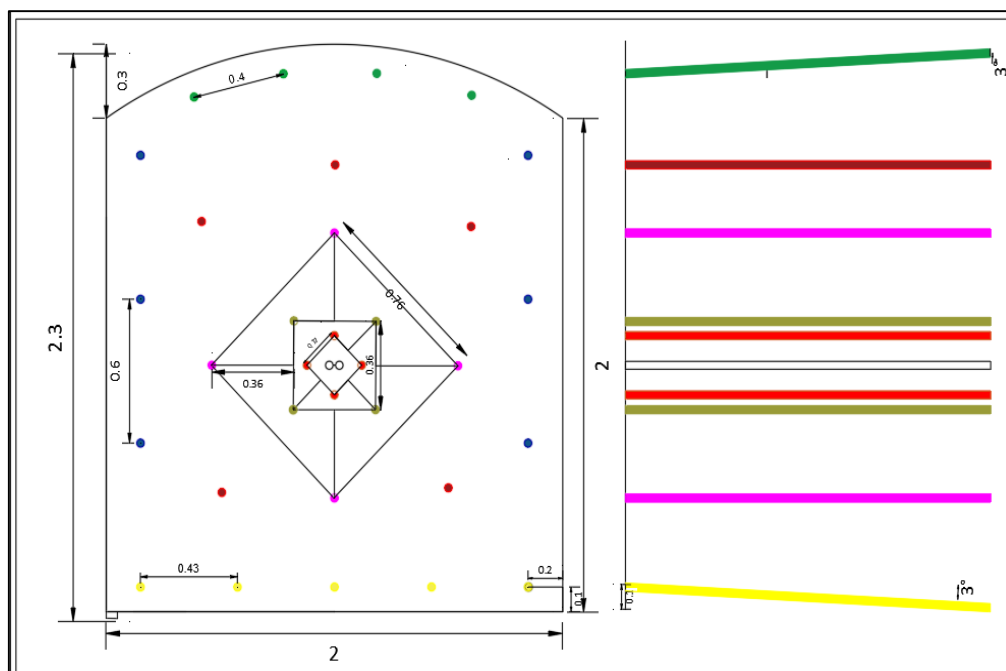


Figura 36: Diseño de la nueva malla de perforación y voladura.

Carga de sustancia explosiva para los barrenos:

- Para el barreno del cuele y ayudas la distribución de carga queda de la siguiente manera:

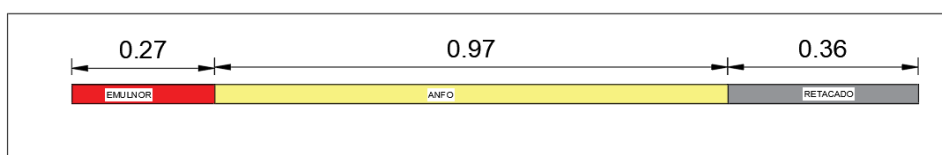


Figura 37: Distribución de carga de corona y hastiales.

- Para los barrenos de destroza, corona, hastiales y zapatera la distribución de carga queda de la siguiente manera:

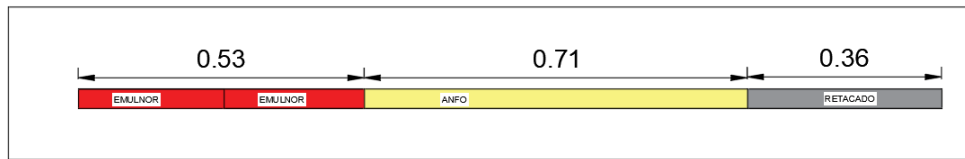


Figura 38: Distribución de carga de las ayudas, cuele, destroza y zapatera.

- **Segunda propuesta: Emulnor 3000**

Segunda propuesta

Parámetros de perforación y voladura de la galería principal.

Para el diseño de la malla de perforación se planteó una segunda propuesta con los datos que se detallan en la tabla 48.

En este caso se planteó usar como explosivo principal el Emulnor 3000, como carga de fondo. Los cálculos para la segunda propuesta del diseño de perforación son los mismos que se usaron en el diseño anterior, por lo cual están resumidos en las siguientes tablas.

Tabla 48: Características de la roca y el frente de explotación.

Parámetros generales	
Ancho	2m
Altura	2m
Radio	0.3m
Densidad de la roca	2.71 tn/m ³
RMR	78
RQD	85.8
Constante de la roca	0.34
Constante corregida	0.38
Fortaleza de la roca	13
Resistencia de la roca	127MPa
Especificaciones del barreno	
Longitud de perforación	1.60m
Longitud del cartucho del explosivo	0.18 m
Diámetro del taladro de producción	0.036m
Diámetro del taladro de alivio	0.051m
Número de taladros de alivio	2
Avance efectivo por voladura	1.52m
Volumen de roca a excavar	6.93m ³
Números de talaros aproximados	22 taladros
Error de perforación	0.042m
Desviación	3°
Longitud del retacado	0.36m
Especificaciones técnicas del explosivo (Emulnor 3000)	
Longitud del cartucho	0.18m
Peso del cartucho	0.123 kg

Densidad relativa	1.14g/cm ³
Velocidad de detonación	5700(m/s)
Resistencia al agua	Excelente
Presión de detonación	93kbar
Concentración de carga	0.58 kg/m
Potencia relativa (q)	1.45
Consumo específico	0.38

Cálculo de secciones

De acuerdo a las características de la roca se estableció las mismas secciones de la malla anterior con sus respectivas dimensiones, en la tabla 49 se detalla cada uno de los cálculos para las 3 secciones.

Tabla 49: Cálculo de secciones de la segunda propuesta.

Sección de corte	Valor del Burden (m)	Ajuste de Burden (m)	Espaciamento(m)	Número de cartuchos	Número de taladros
Sección 1	0.08	0.12	0.17	3	4
Sección 2	0.16	0.17	0.36	3	4
Sección 3	0.33	0.36	0.76	3	4

Cálculo de la carga de las secciones

En la siguiente tabla 50 se muestra la distribución de las cargas de cada una de las secciones. Teniendo en cuenta los datos del explosivo Emulnor 3000.

Tabla 50: Distribución de carga de las secciones.

Sección	Longitud de carga de fondo (m)	Longitud de carga de columna (m)	Carga de fondo (kg)	Carga de columna (kg)	Número de taladros	Total de carga de fondo (kg)	Total de carga de columna (kg)
Sección 1	0.53	0.71	0.36	0.40	4	1.47	1.60
Sección 2	0.53	0.71	0.36	0.40	4	1.47	1.60
Sección 3	0.53	0.71	0.36	0.4	4	1.47	1.60
		Total			12	4.41	4.8

En la tabla 51 se muestran los resultados del cálculo para determinar el burden y el espaciamiento de las zapateras, hastiales, destroza y corona.

Tabla 51: Cálculo del Burden y espaciamiento de los barrenos.

Sección	Burden (m)	Burden práctico (m)	Ajuste del Burden práctico (m)	Espaciamiento (m)	Número de cartuchos
Hastiales	0.82	0.34	0.41	0.60	3
Corona	0.32	0.43	0.41	0.41	2.3
Destroza	0.36	0.35	0.28	0.65	3.6
Zapatera	0.52	0.34	0.39	0.43	2.3
		Total			11.2

Se realizaron ajustes en las medidas tanto en el Burden como en el espaciamiento entre barrenos, que permita adaptarse a las características del terreno.

En la tabla 52 se detalla la distribución de las cargas.

Tabla 52: Distribución de cargas.

Sección	Longitud de carga de fondo (m)	Longitud de carga de columna (m)	Carga de fondo (kg)	Carga de columna (kg)	Número de barrenos	Total de carga de fondo (kg)	Total de carga de columna (kg)
Hastiales	0.27	0.97	0.16	0.54	6	0.96	3.24
Corona	0.27	0.97	0.16	0.54	4	0.64	2.16
Destroza	0.53	0.71	0.31	0.40	5	1.55	2.00
Zapatera	0.53	0.71	0.31	0.40	5	1.55	2.00
		Total				4.7	9.4

Total, de sustancia explosiva:

Carga total de retacado: se calculó un total de 10.70 kg en 33 barrenos.

$$q_R = 10.70 \text{ kg}$$

En la tabla 53, Se resume el total de carga explosiva para la segunda propuesta.

Tabla 53: Total de sustancia explosiva

Barrenos	Número de barrenos	Carga de fondo (Kg/barreno)	Carga de columna (Kg/barreno)	Carga total (kg)	Retardos
Alivio	2	-	-	-	-
Cuele	4	1.47	1.60	2.80	4
Primera ayuda	4	1.47	1.60	2.80	4
Segunda ayuda	4	1.47	1.60	2.80	4
Hastiales	6	0.96	3.24	4.26	6
Corona	4	0.64	2.16	2.79	4
Destroza	5	1.55	2.00	3.50	5
Piso/zapatera	5	1.55	2.00	2.80	5
Total	34	7.9 Kg	15.07 kg	22.97 kg	33

En la imagen 37 se detalla la distribución de los barrenos de la segunda propuesta.

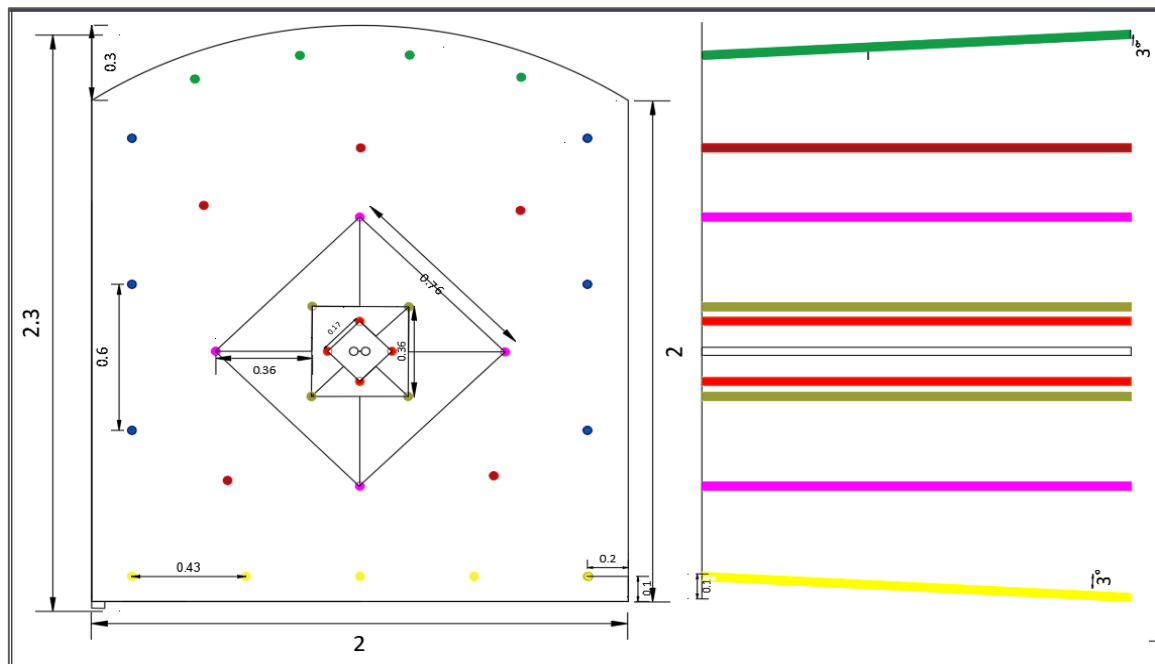
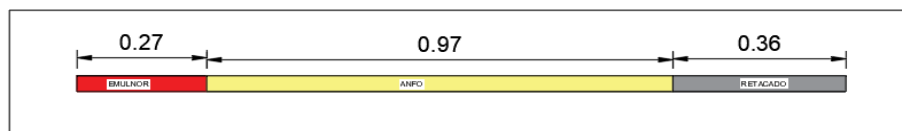


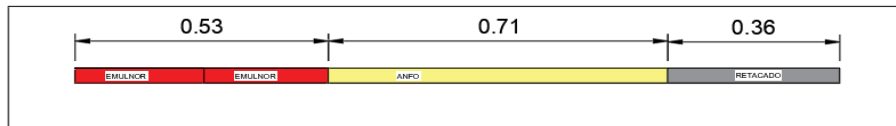
Figura 39: Diseño de malla de perforación y voladura propuesta 2

- Distribución de carga explosiva**

Carga explosiva para hastiales y corona.



Carga explosiva para destroza, cuele, ayudas y zapatera.



- **Tercera propuesta de la malla de voladura**

Para una tercera propuesta de diseño de malla de voladura, se eligió una dinamita como es el explosivo Riodin, como carga de fondo, un barreno de 1.80m, diámetro de la broca de 0.038m y 4 barrenos vacíos.

En la tabla 54 se detalla las características del frente de explotación que en este caso es el mismo de las propuestas anteriores y el explosivo.

Tabla 54: Características de la roca y el frente de explotación

Parámetros generales	
Ancho	2m
Altura	2m
Radio	0.3m
Densidad de la roca	2.71 tn/m ³
RMR	78
RQD	85.8
Constante de la roca	0.34
Constante corregida	0.38
Fortaleza de la roca	13
Resistencia de la roca	127MPa
Especificaciones del barreno	
Longitud de perforación	1.80m
Diámetro del taladro de producción	0.038m
Diámetro del taladro de alivio	0.076m
Número de taladros de alivio	4
Avance efectivo por voladura	1.74m
Volumen de roca a excavar	6.93m ³
Números de talaros aproximados	22 taladros
Error de perforación	0.046m
Desviación	3°
Longitud del retacado	0.38m
Especificaciones técnicas del explosivo (Dinamita-Riodin)	
Longitud del cartucho	0.203m
Peso del cartucho	0.164 kg
Diámetro del cartucho	0.028mm
Densidad relativa	1.5 g/cm ³
Velocidad de detonación	5000(m/s)
Resistencia al agua	Buena
Presión de detonación	128kbar
Concentración de carga	0.58 kg/m
Potencia relativa del explosivo Riodin (q)	0.74 kg/m
Potencia relativa del ANFO	1
Consumo específico	0.38

Cálculo de secciones

Para la tercera propuesta de acuerdo a las características del frente de explotación se estableció 4 secciones en el cuele, los resultados se detallan en la tabla 55.

Tabla 55: Distribución de las secciones.

Sección de corte	Valor del Burden (m)	Ajuste de Burden (m)	Valor de la sección(m)	Número de cartucho	Número de barrenos
Sección 1	0.12	0.11	0.15	3	4
Sección 2	0.15	0.12	0.27	3	4
Sección 3	0.27	0.20	0.43	3	4
Sección 4	0.43	0.24	0.62	3	4

En la tabla 56, se muestra la distribución de la carga de las 4 secciones.

Tabla 56: Distribución de cargas.

Sección	Longitud de carga de fondo (m)	Longitud de carga de columna (m)	Carga de fondo (kg)	Carga de columna (kg)	Número de barrenos	Total de carga de fondo (kg)	Total de carga de columna (kg)
Sección 1	0.60	0.82	0.44	0.49	4	1.76	1.96
Sección 2	0.60	0.82	0.44	0.49	4	1.76	1.96
Sección 3	0.60	0.82	0.44	0.49	4	1.76	1.96
Sección 4	0.60	0.82	0.44	0.49	4	1.76	1.96
Total						7.04	7.84

En la tabla 57 se muestran los resultados del cálculo para determinar el burden y el espaciado de las zapateras, hastiales, destroza y corona.

Tabla 57: Cálculo del Burden y espaciamiento entre barrenos.

Sección	Burden (m)	Burden práctico (m)	Ajuste del Burden práctico (m)	Espaciamiento (m)	Número de cartuchos
Hastiales	0.97	0.34	0.54	0.60	1.5
Corona	0.40	0.27	0.51	0.41	2.3
Destroza	0.46	0.33	0.38	0.58	3.6
Zapatera	0.93	0.79	0.36	0.34	2.3
		Total			11.2

De igual manera se realizaron ajustes en las medidas tanto en el Burden como en el espaciamiento entre barrenos, que permita adaptarse a las características del terreno.

En la tabla 58 se detalla la distribución de las cargas.

Tabla 58: Distribución de carga.

Sección	Longitud de carga de fondo (m)	Longitud de carga de columna (m)	Carga de fondo (kg)	Carga de columna (kg)	Número de barrenos	Total de carga de fondo (kg)	Total de carga de columna (kg)
Hastiales	0.30	1.12	0.22	0.67	6	1.32	4.02
Corona	0.30	1.12	0.22	0.67	4	0.64	2.16
Destroza	0.60	0.82	0.44	0.49	6	2.64	2.94
Zapatera	0.60	0.82	0.44	0.49	5	2.00	2.45
		Total				4.60	11.57

Total, de sustancia explosiva:

Carga total de retacado: se calculó un total de 15.12 kg en 36 barrenos.

$$q_R = 15.12 \text{ kg}$$

En la tabla 59, se detalla en resumen el total de carga explosiva a usarse en la tercera propuesta de diseño de la malla de voladura.

Tabla 59: Total de sustancia explosiva.

Barrenos	Número de barrenos	Carga de fondo (Kg/barreno)	Carga de columna (Kg/barreno)	Carga total (kg)	Retardos
Alivio	4	-	-	-	-
Cuele	4	1.76	1.96	3.72	4
Primera ayuda	4	1.76	1.96	3.72	4
Segunda ayuda	4	1.76	1.96	3.72	4
Tercera ayuda	4	1.76	1.96	3.72	4
Hastiales	6	1.32	4.02	5.34	6
Corona	4	0.64	2.16	2.80	4
Destroza	5	2.64	2.94	5.58	5
Piso/zapatera	5	2.00	2.45	4.45	5
Total	40	13.64 Kg	19.41 kg	33.05 kg	36

En la imagen 40 se evidencia la distribución de los barrenos.

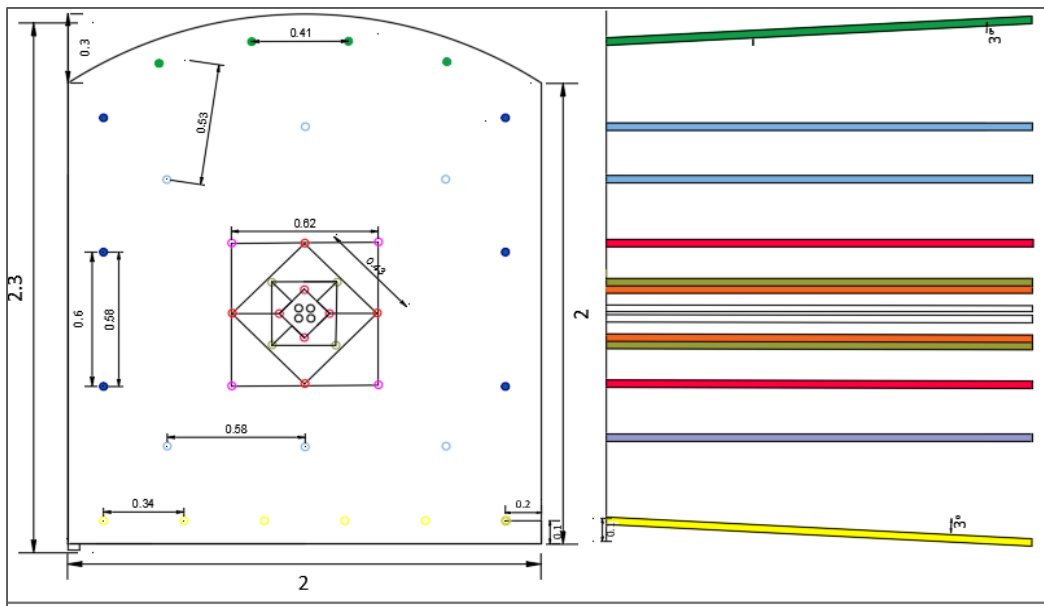
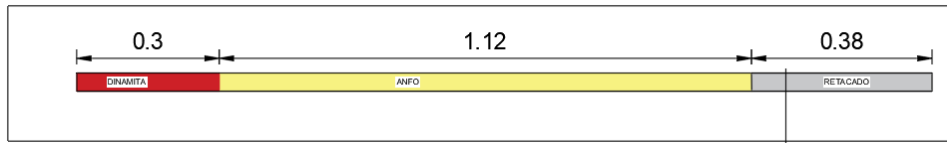


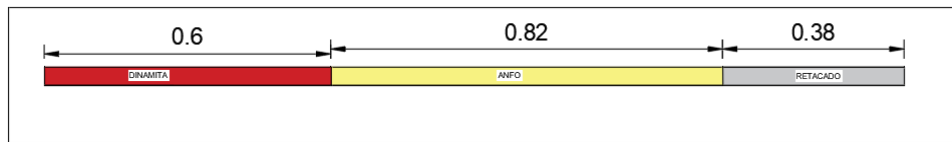
Figura 40: Distribución de los barrenos de la propuesta 3.

Distribución de carga explosiva para la propuesta 3.

Carga explosiva para corona y hastiales.



Carga explosiva para zapatera, destroza, ayudas y cuele.



- **Elección de la malla de voladura de acuerdo a los resultados.**

De acuerdo a los resultados obtenidos en las tres propuestas de diseño de malla, la segunda propuesta que usa como explosivo el Emulnor como carga de fondo y el ANFO como carga de columna para una roca granodiorita de 127 MPa, la elección se basa en mejorar la distribución de carga explosiva, para más detalle ver el Anexo 8. En comparación, con el uso de la dinamita (Riodin) que es un explosivo que genera elevada concentración de carga explosiva, por lo tanto, es usado para rocas de alta dureza. En este caso la granodiorita es una roca de resistencia media lo que puede generar es una sobre excavación de la galería a fragmentarse.

Total, de sustancia explosiva del diseño elegido.

- **Carga total de Emulnor:** 8.5 Kg
- **Carga total de Anfo:** 15.07 Kg
- **Carga total de retacado:** 10.9 Kg
- **Retardos:** para el sistema de iniciación se ha elegido el uso de retardos. Tomando en cuenta la seguridad del trabajador y la eficiencia del encendido.

Datos:

Velocidad de onda de la roca granodiorita: 5500 m/s

D: distancia entre barrenos

Formula:

$$t_{cuele} = \frac{D_{cuele}}{v_{onda}} = \frac{0.12m}{5500m/s} = 0.00018s = 0.18 ms$$

Ajuste comercial: 25ms

$$t_{ayuda1} = \frac{D_{ayuda1}}{v_{onda}} = \frac{0.17m}{5500m/s} = 0.00036s = 0.36 ms$$

Ajuste comercial: 50ms

$$t_{ayuda2} = \frac{D_{ayuda2}}{v_{onda}} = \frac{0.36m}{5500m/s} = 0.00050s = 0.50 \text{ ms}$$

Ajuste comercial: 100ms

$$t_{hastiales} = \frac{D_{hastiales}}{v_{onda}} = \frac{0.41m}{5500m/s} = 0.00182s = 1.82 \text{ ms}$$

Ajuste comercial: 150ms

$$t_{contorno} = \frac{D_{contorno}}{v_{onda}} = \frac{0.41m}{5500m/s} = 0.00182s = 1.82 \text{ ms}$$

Ajuste comercial: 200ms

$$t_{auxiliares} = \frac{D_{auxiliares}}{v_{onda}} = \frac{0.65m}{5500m/s} = 0.00273s = 2.73 \text{ ms}$$

Ajuste comercial: 250ms

$$t_{zapatera} = \frac{D_{zapatera}}{v_{onda}} = \frac{0.43m}{5500m/s} = 0.00545s = 5.45 \text{ ms}$$

Ajuste comercial: 300ms

Para cada sección se realizó un ajuste comercial del tiempo de retardo. En la Tabla 60 se detalla los tiempos de retardo.

Tabla 60: Tiempos de retardo para cada sección.

Secciones	Tiempo de retardos	Tiempos ajustados a retardos comerciales
Cuele	0.18 ms	25 ms
Primera ayuda	0.36 ms	50 ms
Segunda ayuda	0.50 ms	100 ms
Zapatera	5.45 ms	300 ms
Hastiales	1.82 ms	150 ms
Contorno	1.82 ms	200 ms
Auxiliares	2.73 ms	250 ms

- **Análisis de la malla de voladura mediante el software DRIF.**

El diseño de la malla de voladura seleccionado será evaluado mediante el software de uso libre DRIF, que permite modelar y analizar los parámetros principales como el espaciamiento, distribución de la carga, así como también permite identificar los posibles ajustes para el diseño. Como resultado se obtuvo un total de 34 barrenos cargados y dos vacíos, cabe recalcar que existe una variedad con el diseño propuesto, esto debido a que existe ciertas dificultades en el software para ingresar los datos.

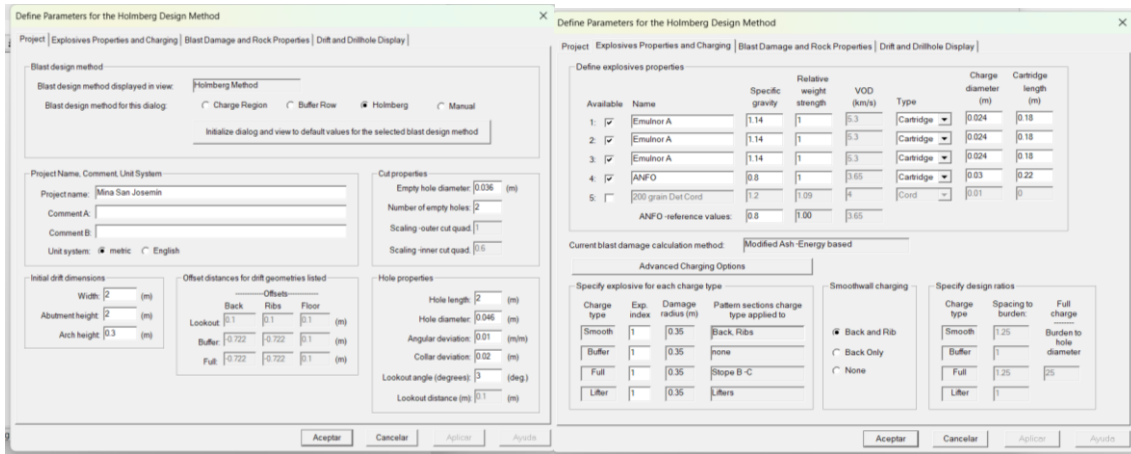


Figura 41: Descripción de los datos y explosivos en el software Drif.

En la Imagen 42 se puede observar el diseño analizado, que se asemeja al diseño elegido.

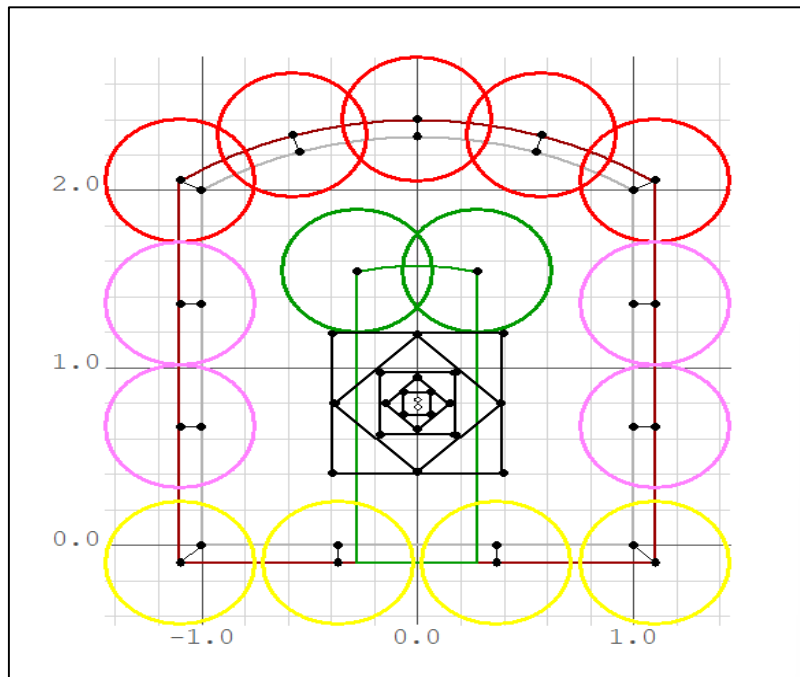


Figura 42: Descripción de los datos de la galería y del explosivo.

Total, de sustancia explosiva:

- **Consumo de sustancia explosiva**

En la tabla 61 se detalla el consumo total de sustancia explosivo y accesorios.

Tabla 61: Consumo de sustancia de explosiva.

Avance	Medida del avance (m)	Consumo de sustancia explosiva y accesorio			
		EMULNOR 3000 (kg)	Anfo (Kg)	Retardos	Retacado
Avance 1	1.52	7.9	15.07	32 u	10.7 kg

A su vez, se obtuvo el valor de la eficiencia de perforación en el área de estudio de acuerdo a los cálculos, con el avance de 1.52 m, lo cual se obtiene una eficiencia del 95%.

Consumo específico

Para el cálculo del consumo específico consiste en relacionar la cantidad de explosivo utilizado en la voladura con el volumen de material extraído, este cálculo se lo realizó sobre el avance medido en el área de estudio.

Área

El área de la sección total es de 4.56 m^2 .

Volumen extraído

Para determinar el volumen extraído se relaciona la sección del área de estudio con el metro de avance y el coeficiente de esponjamiento, en este caso de 1.61.

$$V_E = S_T * A_v * K_e$$

$$V_E = 4.56 \text{ m}^2 * 1.52 \text{ m} * 1.61$$

$$V_E = 11.15 \text{ m}^3$$

Para el cálculo del tonelaje del material arrancado se tiene en cuenta el volumen extraído y la densidad de la roca, se lo determina mediante la siguiente expresión:

$$T_{ma} = V_{FE} * \delta$$

$$T_{ma} = 11.15 \text{ m}^3 * 2.71 \text{ tn/m}^3$$

$$T_{ma} = 30.24 \text{ ton}$$

En la Tabla 62 se detalla los resultados de los cálculos realizados.

Tabla 62: Cálculo del consumo específico

Avance	Medida del avance (m)	Área (m^2) 2m x 2.30m	Volumen extraído (m^3)	Consumo de explosivo (Kg)	Consumo específico (Kg/m^3)
Avance 1	1.52	4.56	11.15	22.97	2.11

Para determinar el consumo específico se toma en cuenta el volumen de la roca volada y la cantidad total del explosivo utilizado

$$CE = \frac{C}{V}$$

$$CE = \frac{22.97}{11.15}$$

$$CE = 2.11 \text{ Kg/m}^3$$

Perforación específica

Para el cálculo de la perforación específica, se relaciona los metros cuadrados y el volumen de material extraído.

Teniendo en cuenta el largo del barreno de perforación empleado es de 1.60m, con una eficiencia de 95 % según datos obtenidos del cálculo, con una perforación de 1.52 m por barreno. En el área de estudio los metros perforados se los obtuvieron mediante el siguiente cálculo:

$$\text{Metros perforados} = \text{N}^\circ \text{ de barrenos} * \text{metros perforados por barreno}$$

$$\text{Metros perforados} = 34 * 1.52 \text{ m}$$

$$\text{Metros perforados} = 51.68\text{m}$$

En el área de estudio se realizan un total de 51.68 m perforados en la voladura de 34 barrenos.

6.3.2. Costos del proceso de perforación y voladura

Costo específico

Para el cálculo de los costos se consideró el gasto en explosivos, tanto de fondo como de columna y el sistema de iniciación.

Los costos por voladura se calcularon relacionando el precio unitario de cada explosivo con el volumen de material volado por metro de avance. En la tabla 63 se detalla la cantidad de explosivo utilizado, fulminante y mecha de seguridad.

Tabla 63: Consumo específico de explosivos.

Explosivos	Cantidad	Precio unitario (US\$)	Precio total (US\$)
EMULNOR 300 1 1/8"	8.5kg	0.60 \$/kg	5.1
Anfo	15.07 kg	0.42\$/kg	6.32
Retardos	32 unidades	2.10	67.20
Total, de costos de explosivos			78.62

De acuerdo a los cálculos que se realizó se obtuvo un total de 78.62 US\$ en consumo de sustancia explosiva, con una efectividad del 95%, con un avance efectivo de 1.52m, por lo que de esta forma se calcula el costo de la sustancia explosiva por metro de avance.

$$\frac{\text{costo}}{\text{metro}} = \frac{78.62}{1.52\text{m}} = 51.72 \text{ \$/m}$$

En la tabla 64 se detallará el costo del explosivo por voladura en relación al volumen extraído.

Tabla 64: Consumo específico por voladura.

	Volumen extraído (m ³)	Consumo			Costo por voladura (US\$/m ³)
		EMULNOR 3000 (US\$)	Anfo (US\$)	Retardos (US\$)	
Avance	11.15	5.1	6.32	67.20	7.70

Después del proceso de perforación y voladura se procede a determinar las labores auxiliares que se describen a continuación:

6.3.3. Ventilación:

Para proporcionar un ambiente en condiciones adecuadas y prevenir riesgos para la salud de los trabajadores a causa del aire contaminado, es de vital importancia el calcular el caudal necesario para ventilar el frente de explotación.

- **Cantidad de aire de acuerdo al gasto de sustancia explosiva:**

$$Q_1 = \frac{A * b * \frac{100}{c} * \frac{k}{t}}{60}$$

Donde:

b= cantidad convencional de gas carbónico, que se produce por la formación de gases por el explosivo: (0,04 m³ por Kg explosivo)

A= Cantidad de explosivo: 4.87 kg

t= tiempo de ventilación después de la voladura (45 min)

k= coeficiente de reserva de aire: 1.45

c: grado indispensable de la dilución de los productos de la voladura, por volumen: 0.008%.

$$Q_1 = \frac{4.87 \text{ kg} * 0.04 * \frac{100}{0.008} * \frac{1.45}{45}}{60} = 1.30 \text{ m}^3/\text{seg} = 78 \text{ m}^3/\text{min}$$

- **Caudal de aire necesario para el número de personas**

De acuerdo con el Reglamento de Salud y Seguridad en el Trabajo en el ámbito minero, en el capítulo referente a la ventilación (Art. 88), la cantidad de aire necesaria por persona es de 3m³/min.

Para determinar el flujo total de ventilación requerido en función del número de personas, se aplicó la siguiente expresión:

$$Q_2 = q_T * N_T * K_P$$

Donde:

$q_T =$ Flujo de aire por persona

$N_T =$ Número máximo de personas en el frente de excavación, 6 personas.

$K_P =$ grado de peligrosidad de la mina $1,25 \leq k_p \leq 1.45$

$$Q_2 = q_T * N_T * K_P$$

$$Q_2 = 3 \text{ m}^3/\text{min} * 6 * 1,25$$

$$Q_2 = 22.5 \text{ m}^3/\text{min}$$

- Cantidad de aire por velocidad mínima.

$$Q_3 = V * S_{franco}$$

Donde:

$V =$ velocidad mínima de aire ($0.15 \text{ m}^3/\text{seg}$)

$S_{franco} =$ sección de franco (4.20 m^2)

$$Q_3 = 0.15 \frac{\text{m}^3}{\text{seg}} * 4.56 \text{ m}^2 * \frac{60 \text{ seg}}{\text{min}}$$

$$Q_3 = 37.8 \text{ m}^3/\text{min}$$

• Caudal del aire total:

$$Q_T = 37.8 + 22.5 + 78$$

$$Q_T = 138.3 \text{ m}^3/\text{min}$$

• Caudal de aire según las fugas:

$$Q_{fugas} = 15\% * Q_T$$

$$Q_{fugas} = 0.15 * 138.3 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_{fugas} = 20.74 \text{ m}^3/\text{min}$$

• Caudal real de aire a utilizar:

$$Q_{real} = Q_{fugas} + Q_T$$

$$Q_{real} = 20.74 + 138.3$$

$$Q_{real} = 159.04 \text{ m}^3/\text{min} = 2.65 \text{ m}^3/\text{seg}$$

• Diámetro de la manga de ventilación

$$D_{ventilación} = 0.25 * \sqrt{S_{franco}}$$

$$D_{ventilación} = 0.25 * \sqrt{4.56 \text{ m}^2} = 0.5 \text{ m}$$

- **Distancia del frente de trabajo y la manga de ventilación**

$$D_{manga-frente} = 3 * \sqrt{S_{franqueo}}$$

$$D_{manga-frente} = 3 * \sqrt{4.56m^2} = 6.40 m \approx 6m$$

De acuerdo a los datos obtenidos mediante los cálculos del caudal se consideró la implementación de un ventilador axial modelo VA50F-10 que proporciona un caudal de $2.65m^3/seg$, acorde a los datos obtenidos teniendo en cuenta el personal y la sección.

En la tabla 65 y 66 se detalla los datos del modelo de ventilador seleccionado y manga de ventilación.

Tabla 65: Especificaciones técnicas del ventilador VA50F-10.

Ventilador axial				
Referencia	Diam. Rotor mm	Caudal (m^3/s)	Presión (Pa)	Potencia Hp
VA50F-10	500	2.6 - 4.1	1540 - 240	10



Nota. Obtenido de Induminer, (2015)

Tabla 66: Especificaciones técnicas de la manga de ventilación

Manga de ventilación				
Referencia	Diámetro	Material	Longitud	Sistema de unión
Mangas Induminer	300-800mm	Polietileno con revestimiento de PVC	5-20m	Velcro y aros metálicos

Nota. Obtenido de Induminer, (2015)

Mediante un modelado de la galería principal con el software Ventsim, se verificó circuito de ventilación seleccionado proporciona el caudal necesario para brindar un ambiente seguro de trabajo. En la figura 43 se muestra la ubicación del ventilador y la manga de ventilación.

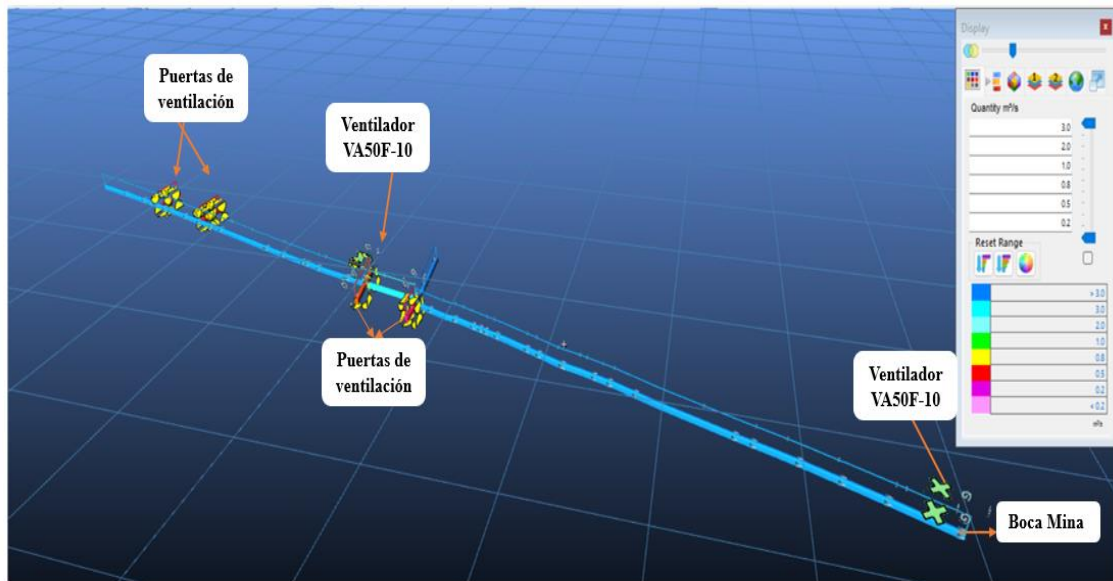


Figura 43: Modelado del circuito de ventilación propuesto.

6.3.4. Limpieza o saneo:

Al finalizar el tiempo de ventilación en el frente de trabajo se procede a verificar la efectividad de la voladura, verificando los tiros no detonados.

A continuación, mediante una limpieza de los hastiales y el techo de la galería con la finalidad de identificar fragmentos de roca inestable, mismos que serán removidos mediante una barreta de 1.80m.

6.3.5. Fortificación:

La fortificación a emplearse está en función a lo establecido por el RMR de Bieniawski y Bartón en este caso en las dos clasificaciones se tiene una valoración para el tipo de roca de buena a muy buena por lo que no se requiere de sostenimiento, es decir la mina cuenta con un auto sostenimiento por el tipo de roca.

6.3.6. Carga y transporte:

La mina cuenta con carros mineros eléctricos de capacidad de 3 toneladas (Mini Dumper) para cargar el material estéril y mineral hasta el frente de descarga para luego transportar a la planta de beneficio mediante volquetes. En la tabla 67 se detalla las especificaciones técnicas proporcionadas por la empresa.

Tabla 67: Especificaciones técnicas del carro minero.

Carro minero eléctrico (Mini Dumper)	
Modelo	GD-D30
Capacidad	3000kg (3 tn)
Volumen de cajón	1.2 m ³
Velocidad máxima	25Km/h
Iluminación	Luz led frontal
Dimensiones	A: 1.05m H: 1.30m



Nota. Datos proporcionados por la empresa.

Cálculo del volumen extraído por turno

$$V_{extraido} = S * L_a * K_e$$

Donde:

S: Sección

La: Longitud de avance

Ke: Coeficiente de esponjamiento

$$V_{extraido} = 4.56 \text{ m}^2 * 1.52 \text{ m} * 1.61$$

$$V_{extraido} = 11.16 \text{ m}^3$$

- **Cálculo del tonelaje por turno**

$$\text{Tonelaje} = V_{extraido} * \rho \text{ (ton/m}^3\text{)}$$

$$\text{Tonelaje} = 11.15 \text{ m}^3 * 2.71 \text{ (ton/m}^3\text{)}$$

$$\text{Tonelaje} = 30.24 \text{ tn}$$

Donde:

ρ =densidad de la roca (ton/m³)

- **Cálculo de la capacidad por carro minero en toneladas**

$$C = V_c * p * F_c$$

$$C = 1.2 \text{ m}^3 * 2.71 \text{ (ton/m}^3\text{)} * 0.95$$

$$C = 3.08 \text{ ton/vagón}$$

Donde:

C= capacidad de carga (ton)

V_c = Volumen del carro minero: 1.2 m^3

ρ =densidad de la roca (ton/m³)

F_c = coeficiente de llenado 95%

e: factor de esponjamiento

- **Capacidad por vagón en m^3**

$$C = V_c * F_c = 1,2\text{m}^3 * 0.95 = 1.14 \text{ m}^3/\text{vagón}$$

- **Cálculo del número de vagones**

$$N = \frac{\text{Tonelaje}}{C}$$

Donde:

C: Capacidad de carga

$$N = \frac{11.15 \text{ m}^3}{1.14\text{m}^3/\text{carro}}$$

$$N = 9 \text{ carros}$$

- **Cálculo del número de viajes**

$$\#Viajes = \frac{N \text{ carros}}{\# \text{ carros}} = \frac{9 \text{ carros}}{2} = 4.5$$

$$= 4 \text{ viajes en 2 carros y un viaje de un carro.}$$

5.3.6.1. Planificación para el diseño de la malla de perforación y voladura

A continuación, se detallan los tiempos de cada actividad para un turno de trabajo de 6 horas.

Mediante el uso de las ecuaciones de Blanco Torrens, R. (2000).

$$T_c = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6 + T_7$$

T_1 : Tiempo de perforación (horas)

$$T_p = \frac{N * l_b}{V_p * n_p}$$

Donde:

N: número de barrenos en el frente

l_b : longitud promedio de los barrenos, m

V_p = velocidad pura de perforación, m/hora. (23.4m/h)

n_p = número de máquinas perforadoras que trabajan en el frente.

$$T_p = \frac{35 * 1.52}{23.4 \frac{m}{h} * 1}$$

$$T_p = 2.27 \text{ horas}$$

- **Rendimiento de metros perforados por hora**

$$R = \frac{60}{T_{total}} = \frac{60}{2.27 h}$$

$$R = 26.46m/h$$

T_2 : tiempo de carga de la sustancia explosiva

Este parámetro se lo realiza en función de los barrenos que se necesita cargar con explosivo, se lo determina mediante la siguiente ecuación:

$$T_2 = \frac{N * t'}{n_0}$$

Donde:

T_2 : tiempo de carga de los barrenos.

N: número de barrenos en el frente;

t' : longitud promedio de los barrenos;

n_0 : número de obreros dedicados a la operación de carga.

$$T_2 = \frac{N * t'}{n_0}$$

$$T_2 = \frac{35(1.60)}{2} = 25.66 \text{ min} = 0.38 \text{ horas}$$

T_3 : Tiempo de ventilación del frente

Se considera un tiempo de ventilación de 2 horas con un ventilador axial marca Induminer que proporciona un caudal de 2.6 a 4.1 m^3/s , considerando la sección de 4.56 m^2 del frente de explotación. Se colocaría el ventilador en la distancia de 200m.

T_4 : Tiempo de saneamiento del frente

Para la limpieza de roca suelta del frente se estima un tiempo de 0.30 horas.

T_5 : Tiempo de carga y acarreo

Para determinar los tiempos de carga y acarreo se lo realiza en campo mediante el uso de cronometro, teniendo en cuenta la distancia recorrida de la galería principal. En la tabla 68 se detalla los tiempos.

Tabla 68: Ciclograma de las actividades.

Descripción de actividad	Distancia de recorrido	Personal requerido	Tiempo de carga	Tiempo de ida	Tiempo de descarga	Tiempo de regreso	Tiempo total
Carga y acarreo	524m	3	3.5min	2.15 min	0.35min	1.57min	12 min

El tiempo determinado es por un carro. La empresa cuenta con 2 carros mineros que sería de 24min (0.4h) entre los carros.

T_6 : Tiempo para sostenimiento

En este caso de acuerdo al tipo de roca que es buena no se requiere la aplicación de sostenimiento.

T_7 : Tiempo de actividades auxiliares

Preparación del frente, limpieza de los huecos perforados, esta actividad se realiza en un tiempo de 0.25 horas.

Tiempo de ciclo de trabajo

$$T_C = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6 + T_7$$

$$T_C = 2.27h + 0.38h + 2h + 0.30h + 0.40h + 0.25h$$

$$T_C = 5.6 \text{ horas}$$

Tabla 69: Resumen de los tiempos de la actividad minera.

Tiempos de la actividad minera		
Actividad	Tiempo (h)	Personal
Preparación del frente	0.25h	2
Perforación	2.27 h	2
Voladura	0.38h	2
Ventilación	2h	1
Limpieza/saneamiento	0.30	2
Carga y acarreo	0.40h	3

6.3.7. Drenaje:

De acuerdo a una inspección del frente de explotación, se determinó que no existe presencia de agua, no obstante, se registró un flujo de agua durante la perforación dando un caudal de 0.015 L/seg.

Para brindar un drenaje adecuado para futuras labores y con la gradiente que presenta la galería de 1.35°, se diseñó una zanja de 10 cm de ancho y 15 cm de profundidad.

En la figura 44 se detalla las dimensiones de la cuneta propuesta.

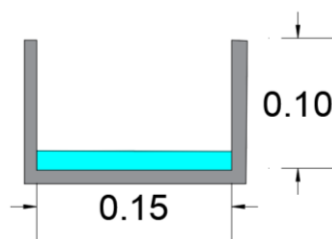


Figura 44: Zanja


6.3.8. Iluminación en el frente:

Para la iluminación la empresa cuenta con la luz led de los carros mineros y adicional cuenta con la iluminación móvil recargable (lámparas porta casco de 1000 luxes) de cada trabajador, que permitirá una movilización eficiente y segura dentro de la mina.

Teniendo en cuenta que es minería de régimen artesanal, con un número de trabajadores pequeño distribuido en diferentes frentes de trabajo, por lo que se propone que en zonas donde se necesite una mayor visibilidad en este caso para la actividad de perforación el cual requiere de mayor iluminación, usar una lámpara móvil que puede ser colocada al momento de realizar las actividades requeridas que brinde una visibilidad eficiente y segura del frente de explotación. En la tabla 70 se detalla la imagen de la lámpara elegida de acuerdo a los parámetros requeridos.

Tabla 70: Lámpara móvil

Especificaciones técnicas de la lámpara Led				
Potencia	Modelo	Lumen	Vida útil	Voltaje
150w	SLIM	14250	50.0000Hrs	180 V-240V



Nota. Obtenido de (Ocompra, 2017)

En la Figura 45 se detalla la galería de transporte con los equipos propuestos para el diseño.

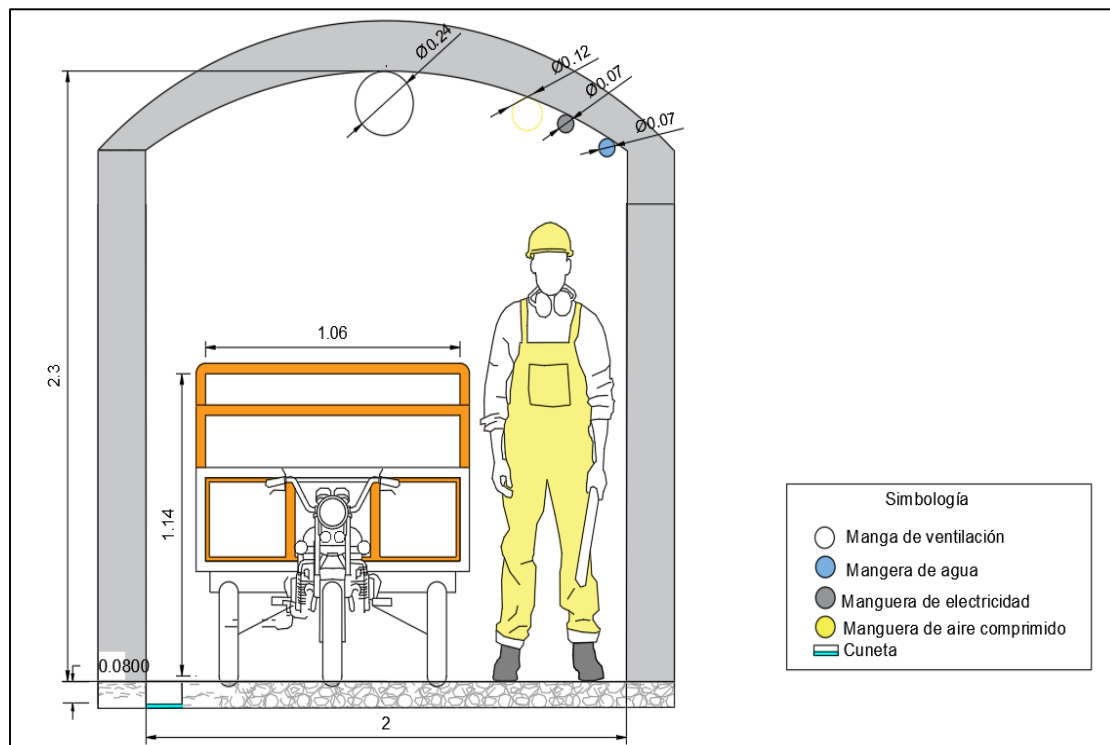


Figura 45: Galería de transporte.

6.3.9. Análisis de costos

Una vez culminado el nuevo diseño de la malla de voladura se determinó los costos unitarios del ciclo de trabajo.

6.3.9.1. Costo de mano de obra

Para la perforación y voladura del frente de excavación de la galería principal el costo de mano de obra se determina a partir del salario nominal por persona. A continuación, en la tabla 71 se detalla los costos por mano de obra necesarios.

Tabla 71: Costos por Mano de Obra.

Actividad	Salario real (\$)	Salario nominal (\$)	Factor real de pago	Costo diario (\$ /día)
Ingeniero en minas	1100	1463	1.33	41
Jefe de mina	1500	2295	1.53	56
Perforador	552	900	1.63	20
Ayudante de perforador	480	811	1.69	18
Obrero	480	854	1.78	18
Conductor del carro minero	480	850	1.77	18

6.3.9.2. Costo por materiales e insumos

Los costos por los materiales e insumos se los determina de acuerdo a la vida útil de cada equipo, incluido el costo unitario. En la tabla 72 se detalla el costo de cada equipo.

Tabla 72: Costo por materiales e insumos.

Materiales e insumos	Precio unitario (\$)	Costo diario (\$/día)	Costo horario (\$/hora)
Lámpara personal	95	0.15	0.02
Casco	45	0.13	0.03
Mascarilla	25	0.35	0.05
Guantes	4	0.06	0.02
Tapón	3	0.03	0.001
Botas	15		
Insumos			
Combo	20	0.33	0.04
Pico	15	0.25	0.03
Pala	20	0.25	0.03
Barretilla	10	0.02	0.002
Spray	4	0.002	0.001
Brocas	48	0.33	0.04
Atacador	15	0.25	0.03

6.3.9.3. Costos por perforación y voladura

Para determinar los costos para perforación y voladura se tiene en cuenta los equipos de perforación, accesorios para la voladura y el sistema de iniciación. En la tabla 73 se detalla cada uno de los costos.

Tabla 73: Costos por perforación y voladura.

Costo perforación y voladura		
Descripción	Precio Unitario	Cantidad
Emulnor 3000	1.3	39
Barrenos 1.60m	110	1
Brocas 32 mm	48	1
Anfo normal (Kg)	0.42	15.07
Arena (Kg)	0.15	10.97
Detonador no eléctrico	2.1	33

6.3.9.4. Costos por alimentación

En la tabla 74 se detalla los costos por alimentación del personal.

Tabla 74: Costos por alimentación.

Costo alimentación						
Función	Cantidad	Alimentación/día	Costo de alimentación (\$/plato)	Costo /día (\$/día)	Costo /hora (\$)	
Jefe de mina	1	2	2.5	5	0.83	
Ingeniero en Minas	1	2	2.5	5	0.83	
Perforista	1	2	2.5	5	0.83	
Ayudante del perforista	1	2	2.5	5	0.83	
Obrero	2	2	2.5	10	1.66	
Chofer del carro minero	1	2	2.5	5	0.83	

6.3.9.5. Depreciación por maquinaria

Los costos por depreciación están relacionados con el uso de la maquinaria en la perforación y voladura, teniendo en cuenta la vida útil de cada equipo.

Tabla 75: Costos por depreciación.

Costo Depreciación de Maquinaria				
Maquinaria	Costo unitario	Vida Útil (Meses)	Costo horario \$/día	Costo Horario \$/hora
Jack leg	750	10	4.17	1.41
Carro minero	15000	120	4.17	0.69
Compresor	15000	120	8.33	0.69
Ventilador	4135	36	8.81	1.42

6.3.9.6. Costo total por metro de avance

De acuerdo a los cálculos realizados se obtuvo que para parámetros de perforación un total de 122.12 \$, en voladura un valor de 184.91 \$, en el implemento de ventilación e iluminación un valor de 85.68\$ y en las actividades un valor de 17.44\$. En la tabla 76 se detalla cada uno de los costos por actividad. (Ver Anexo 14 y 15).

Tabla 76: Costo total por metro de avance del proceso actual y el propuesto del diseño de la malla de perforación y voladura.

Precios unitarios de perforación y voladura por metro de avance		
Estructura de costos	Total actual (USD/m)	Total propuesto (USD/m)
Parámetros de Perforación	178.44	122.12
Parámetros de voladura	219.36	184.91
Ventilación e iluminación	59.00	85.68
Limpieza, Carga y acarreo	21.32	17.44
Total, de costos	478.11	408.85

Diferencia entre el costo actual de perforación y voladura y el diseño propuesto.

Costo diseño actual – costo diseño propuesto = \$ 478.11 - \$ 408.85 = \$ **69.15**.

- **Costo por metro de avance actual**

$$\frac{\text{costo}}{\text{avance}} = \frac{478.11 \text{ (USM)}}{1,50\text{m}} = 314.54 \text{ (USD/m)}$$

- **Costo por avance propuesto**

$$\frac{\text{costo}}{\text{avance}} = \frac{408.85 \text{ (USM)}}{1,52\text{m}} = 268.83 \text{ (USD/m)}$$

Para la propuesta del diseño de la malla de perforación y voladura con una efectividad del 95%, es decir que se avanza una longitud de 1.52m, dando como un total por metro de avance de \$ 268.83. En relación al diseño actual que tiene un costo de \$ 314.54 por metro de avance, es decir existe una disminución con el propuesto de \$ 45.71.

Por lo tanto, si se perforara 100 metros de avance se obtendría un ahorro de \$ 4 571.

Avance en 100m = \$ 45.71 * 100m = \$ 4 571.

- **Costo actual por m³**

$$\frac{\text{costo}}{\text{m}^3} = \frac{478.11 \text{ (USM)}}{6.83\text{m}^3} = 70.00 \text{ (USD/m}^3\text{)}$$

- **Costo del diseño propuesto por m³**

$$\frac{\text{costo}}{\text{m}^3} = \frac{408.85 \text{ (USM)}}{6.93\text{m}^3} = 58.18 \text{ (USD/m}^3\text{)}$$

De acuerdo al análisis del costo realizado entre el diseño actual el propuesto se determinó una diferencia de 11.82 **USD/m³**, teniendo en cuenta que se hizo un remplazo en el sistema de iniciación de mecha lenta por retardos, se implementación de la ventilación y una lámpara LED, además de que se aumentó el rendimiento en las actividades.

7. Discusión

La caracterización geológica guarda cierta concordancia con lo encontrado en la hoja geológica Zumba (hoja 59) a escala 1:1000 000 establecida por el Instituto Nacional de Investigación Geológico Minero Metalúrgico (2017), debido al encontrarse granodioritas pertenecientes a la formación Zamora, sin embargo, se dio el hallazgo de litologías que no se encuentran en la geología regional como rocas corneanas, las cuales han sido identificadas interior mina y caracterizadas en esta investigación. La roca predominante se trata de una granodiorita de coloración grisácea con fenocristales desarrollados, poseen una resistencia a la compresión simple de 127 MPa, correspondiente a un índice de fortaleza de $f=12$ roca dura.

La topografía se realizó mediante Modelos de Elevación Digital (DEM), según Vásquez (2023), los modelos de elevación proporcionan una representación precisa y detallada de la resolución horizontal y grado de representación en formato digital de las elevaciones relativas al nivel del mar, siendo cualidades esenciales para obtener información detallada sobre el terreno y sus elementos. De acuerdo a la disponibilidad y fácil acceso a los Modelos de Elevación Digital (DEM), se optó por su uso en el área de estudio ya que permite recopilar información detallada de grandes áreas y de acceso limitado, en este caso se tiene una gran extensión de 3770 hectáreas, de las cuales 10.4 hectáreas son de interés de estudio, los resultados analizados muestran un grado mínimo de diferencias con lo observado en campo, lo que evidencia la precisión del modelo, sin embargo, existe un pequeño margen de error. A diferencia del uso de estación total para realizar un levantamiento topográfico permite obtener datos de mayor precisión en puntos específicos que no podrían ser captados por el DEM, lo que permite minimizar el margen de error, como lo establece Valle (2023), en su estudio mediante el uso de una estación total RTK, obtuvo un margen de error mínimo de 0.0849m, recalcando que los DEM proporcionan una visión global del levantamiento, mientras que la estación asegura que las medidas locales sean precisas, lo que minimiza el margen de error.

Según Uchuari (2020), las clasificaciones geomecánicas RMR y Q de Barton planteadas son usadas de manera frecuente dentro del sector minero ya que permiten abarcar la mayor cantidad de datos para la caracterización geomecánica subterránea. De acuerdo a la información realizada en la galería principal de la Mina San Josémin, según la clasificación RMR y Q le dan al macizo una calidad Muy Buena (83) y buena (26), lo que significa que la zona donde se va a realizar el diseño de la malla de voladura no requiere de la implementación de sostenimiento, ya que presenta condiciones geomecánicas son muy favorables para la excavación datos corroborados por Gonzales Vallejo (2002).

La metodología de Holmberg (1982), se centra en mejorar la eficiencia de la perforación subterránea en la minería, esta metodología identifica parámetros clave de perforación, como la velocidad de penetración de la broca y la potencia requerida, mediante estudios empíricos y colaboración con la industria minera. De acuerdo a los resultados obtenidos en la presente investigación con una sección de $4.56m^2$, con una roca granodiorita de resistencia de 127MPa, mediante la metodología de Holmberg se determinó un total de 32 barrenos cargados, con dos de alivio, con un avance efectivo de 1.52m, con barrenos de 36 mm de diámetro. Con un volumen roto de $6.83m^3$, con un gasto total de explosivo de 22.97 kg a diferencia del diseño actual que tiene un gasto explosivo de 46.31 kg.

Para la selección del explosivo se determinó mediante el criterio de impedancia de la roca, que en la investigación de Rodríguez (2025), resultado eficaz, en este caso se optó por utilizar Emulnor 3000 como carga de fondo y ANFO como carga de columna, la combinación de estos dos explosivos permite equilibrar el rendimiento y control para fracturar la roca sin generar sobre excavación en los contornos de la galería.

Además, se realizó un análisis entre tres propuestas de malla de voladura, la primera propuesta está enfocada al uso de Emulnor 3000 y el Anfo como explosivo principal, la segunda propuesta el Emulnor 3000 como explosivo principal y el Anfo como carga de columna y la tercera propuesta el uso de una dinamita como es el Riodin y el Anfo, lo que permitió evaluar la eficiencia energética, costos y fragmentación. Se eligió el Emulnor como explosivo principal para carga de fondo de acuerdo a la eficiencia energética y como carga de columna al Anfo. Con la aplicación del Riodin se obtuvo un resultado aceptable, pero teniendo en cuenta que este tipo de explosivo es usado para rocas de mayor dureza. Finalmente, se compara los resultados de la segunda propuesta con los simulados en el software DRIFT, se puede recalcar que esta opción es la más viable para el diseño, de acuerdo a la distribución equilibrada de los barrenos.

Como establece Borja (2014), que el uso de detonadores no eléctricos permite cargar rápida y eficientemente los frentes de avance, teniendo en cuenta que ofrecen una mayor seguridad de encendido, mejor control y precisión, facilidad de uso, menor dependencia de las condiciones climáticas, elimina el consumo de cordón detonante y por consiguiente la vibración producida por este.

En base al análisis de los costos del diseño actual y el propuesto del proceso de perforación y voladura, genera una clara ventaja en los costos, pues se reduce un total de costos en voladura de 478.11 USD/m a 408.85 USD/m, dando un total de ahorro de \$ 69.15, con una disminución del 14.2 %, gracias a la mejora de la distribución de los barrenos y cantidad de los mismos. En

relación con el diseño actual por metro de avance que es de 1.50 metros da un costo de \$ 314.54 y el propuesto con un avance de 1.52 metros da un costo de \$ 268.83, es decir una reducción de \$ 45.71 dólares por metro. Por lo tanto, si el nuevo diseño resulta eficiente podemos hacer una comparación de un avance de 100m, que da un ahorro adicional de \$4,471, que, a largo plazo, presenta una rentabilidad competitiva para la empresa.

8. Conclusiones

- La galería principal se encuentra dentro del Complejo Intrusivo Zamora que presenta roca plutónica como la granodiorita, esto se correlaciona con lo observado en interior mina, a excepción de la roca metamórfica corneana.
- La perforación se la realiza de acuerdo al criterio del perforador sin realizar estudios previos del macizo rocoso, mala distribución y paralelismo de los barrenos dando como resultado una variedad de fragmentos: un 70% de material con fragmentos medianos, un 20% de fragmentos grande y un 10% de fragmentos pequeños.
- Para una correcta interpretación de las variables del diseño, se llevó a cabo un análisis detallado de la calidad a lo largo de la galería principal y del frente de explotación mediante la toma de muestras para ensayos de laboratorios que revelo un peso específico aparente de $2,71(g/cm^3)$, un peso específico real de $2.4(g/cm^3)$ y una resistencia de 127 MPa. Este valor indica que el macizo rocoso presenta una resistencia considerable para ajustar los parámetros de perforación y voladura.
- De acuerdo a la caracterización geomecánica del macizo rocoso según el RMR se obtuvo un tipo de roca buena de clase V y un tipo de roca muy buena de clase VI. Según el Índice Q de Barton el macizo presenta una calidad entre buena a excelente. Lo que representa un macizo rocoso sano, estable y en buenas condiciones para el proceso de excavación, además no requiere sostenimiento adicional.
- Se puede concluir que la metodología de Holmberg considera parámetros claves para el diseño como la geometría de la malla, propiedades físicas y mecánicas de la roca, características del explosivo. En este caso en una sección de $4.56 m^2$ con roca granodiorita de 127 MPa, se obtuvo como resultado 32 barrenos cargados y 2 vacíos con total de 22.97 kg de explosivo, logrando un avance de 1.52 m y un volumen roto de $6.93 m^3$.
- El uso de detonadores no eléctricos es una de las opciones más seguras, confiables y eficientes para realizar una voladura, en relación al uso de las mechas y fulminantes, eliminando errores de encendido y seguridad al personal.
- El costo total para el nuevo diseño es de \$408.85, mismo que incluye la implementación de un ventilador, una lámpara de iluminación y el uso de detonadores no eléctricos.

9. Recomendaciones

De acuerdo a los resultados obtenidos en el presente trabajo de investigación se planteó las siguientes recomendaciones:

Se recomienda realizar estudios detallados constantes del macizo rocoso, estructuras geológicas, discontinuidades, propiedades físico-mecánicas, incluyendo la identificación del tipo de roca.

Se sugiere realizar análisis periódicos del macizo rocoso a medida que se avanza en la excavación de la galería, con el propósito de detectar cambios que puedan comprometer la estabilidad de la galería.

Se recomienda el uso de detonadores no eléctricos con retardos, ya que estos permiten secuencias de detonación precisas y seguras que proporcionan el tiempo necesario para la retirada del personal.

Seleccionar y determinar la cantidad de explosivo necesario en cada barreno, teniendo en cuenta la densidad del explosivo y longitud del barreno, que permita obtener una fragmentación adecuada.

Implementar medidas de seguridad para el personal operativo, como una ventilación adecuada, zonas de refugio y chalecos reflectivos.

10. Bibliografía

- Aguamarket. (s.f.). *Perforadora hidráulica*. <https://n9.cl/21bfny>
- Alvarado, R. (1967). *Estudios geológicos de una cuenca sedimentaria de los carbones del Austro.Guayaquil*. Escuela Politécnica del Litoral.
- Ambiente, M. d. (2020). *LA MAPE DE ORO EN EL ECUADOR*. <https://www.ambiente.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2020/06/NAP-Inventario-de-Mercurio-Ecuador.pdf>
- Babilon, J. (7 de 09 de 2020). *COSTO DE PRODUCCION POR PROCESOS EN MINERIA PERUANA* . <https://es.linkedin.com/pulse/costo-de-produccion-por-procesos-en-mineria-peruana-octubre-babilon>
- Babilon, J. (7 de 09 de 2020). *COSTO DE PRODUCCION POR PROCESOS EN MINERIA PERUANA* . <https://es.linkedin.com/pulse/costo-de-produccion-por-procesos-en-mineria-peruana-octubre-babilon>
- Babilon, J. (2020). *Costos de Producción por Procesos en Minería Peruana* . <https://es.linkedin.com/pulse/costo-de-produccion-por-procesos-en-mineria-peruana-octubre-babilon>
- Baca Tovar, M. P., & Hinostrza Alvino, B. (2021). *Diseño de la malla de perforación y voladura para el control y estabilidad del macizo rocoso*. https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/10099/1/IV_FIN_110_TE_Baca_Hinostrza_2021.pdf
- Beltrán, J. (2020). *La minería arrinconó a Zamora Chinchipe*. <https://amazoniaviva.labarraespaciadora.com/la-mineria-arrinconado-a-zamora-chinchipe/>
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Helbert, J. (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid. https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- Blanco Torrens, R., & Sargentón Romero, G. (2009). *Proyecto de Construcción Subterránea*. Félix Varela.
- Caballero Klink, J. D. (1989). *Perforación de rocas: eliminación de polvo*. https://www.insst.es/documents/94886/326853/ntp_257.pdf/b147b048-80f4-4b4a-873e-c2f83f23bcfd?version=1.0&t=1614698401531

- Caguana Gutiérrez, A., & Tenorio Tupacyupanqui, M. (2013). *OPTIMIZACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CANTERA "Las Victorias"*. <http://dspace.ucuenca.edu.ec/bitstream/123456789/4390/3/tesis.pdf>
- Company, A. P. (2021). *Fluminante Común Fulmesa*. <https://www.austinpowder.com/wp-content/uploads/2021/08/FT-2.-Fulminante-Comun-Fulmesa.pdf>
- Compañía de Seguros S.A. (2017). *GUÍA DE SEGURIDAD PARA VENTILACIÓN DE MINAS SUBTERRANEAS*. https://www.anm.gov.co/sites/default/files/folleto_mineria_ventilacion.pdf
- Consuegra, J. R. (27 de 01 de 2021). *Clasificación geomecánica de Deere. Índice RQD (1967). PARTE 1ª*. <https://eadic.com/blog/entrada/clasificacion-geomecanica-de-deere-indice-rqd-1967-parte-1a/>
- Correa, P., & Martínez Díaz, A. D. (2017). *DISEÑO DEL SISTEMA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LOS BANCOS D, E Y F EN LA MINA DE CALIZA EL TESORO, CONTRATO DE CONCESIÓN ILI-16111 UBICADA EN LA VEREDA LAS CALERAS DEL MUNICIPIO DE NOBSA-BOYACÁ (UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA TECNOLÓGICA DE COLOMBIA, Tesis de)*. Repositorio Digital, Boyacá, Colombia. <https://repositorio.uptc.edu.co/bitstream/handle/001/2242/TGT-782.pdf?sequence=1>
- Cueva, D. S. (2023). *Diseño de la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes, área minera Piedras Verdes 35 código 30000498, cantón Atahualpa, provincia de El Oro*. https://dspace.unl.edu.ec/jspui/bitstream/123456789/26756/1/Dom%c3%a9nicaSalome_MendietaCueva.pdf
- Darling, P. (2021). *Minería: Antigua, moderna y mas allá*.
- DW. (2019). *Minería: no hay desarrollo sin sostenibilidad*. <https://n9.cl/znbo3>
- Estruch Serra, M., & Tapia Gómez, A. (2003). *Topografía subterránea para minería y obras*. UPC.
- Estudios Mineros del Perú S.A. (2018). *Manual de Minería*. https://issuu.com/isemvirtual/docs/_3__manual_de_miner_a_estudios_mi
- EXSA. (2019). *Manual Práctico de Voladura* (Quinta ed.). <https://www.mineriadelibrosycursos.com/2019/10/manual-practico-de-voladura-5ta-edicion.html>
- FAMESA EXPLOSIVOS. (2019). *Manual de Perforación y Voladura*. Lima, Perú: Famesa Explosivos S.A. <https://es.scribd.com/document/448983290/MANUAL-FAMESA-2019-1-mineriadelibrosycursos>

- FasterCapital. (2024). *Propiedades de la roca: influencia en el comportamiento del yacimiento de petróleo*. <https://acortar.link/4kao2V>
- Guachizaca, W. A. (2018). *Diseño de mallas de perforación y voladura basado en clacificaciones geomecánicas para optimizar el consumo de sustancia explosivo en las galerías de nivel 2 1/2 del Proyecto Minero El Inca*. <https://dspace.utpl.edu.ec/bitstream/20.500.11962/22126/1/Uyaguari%20Guachizaca%2c%20Wilson%20Anibal.pdf>
- Herbert, J. H. (2017). *Introducción a la minería*. https://oa.upm.es/63396/1/INTRODUCCION_MINERIA-Edicion2_LM1B1T2_R2-20180110.pdf
- Herbet, J. H. (2019). *Drenaje Y gestión del Agua de Mina*. https://oa.upm.es/70252/3/DRENAJE_Y_GESTION_DEL_AGUA_DE_MINA_LM2B5T2_R0-20190424.pdf
- Herrera Herbert, J., Castilla Gómez, J., & Bernaola Alonso, J. (2013). *PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN MINERÍA*. Madrid.
- Howard, H., & Mutmasnsky, J. (1991). *INTRODUCTORY MINING ENGINEERING (INTRODUCCIÓN A LA MINERÍA)*.
- IGME. (s.f). *Conceptos geológicos básicos*. https://www.igme.es/librose/guiasgeo/monfrague_sp/32/
- IIGMM. (2017). *Hoja Geológica de Zumba a escala 1: 100 000*.
- Iluminet. (20 de Marzo de 2018). *Luz en las profundidades: iluminación en la minería*. <https://iluminet.com/luz-profundidades-iluminacion-mineria/>
- INAMHI. (2015). *PLAN DE DESARROLLO Y ORDENAMIENTO TERRITORIAL DEL CANTÓN CHINCHIPE*.
- Inga Villazana, W. N. (2020). *El diseño de malla de perforación y su influencia en la calidad de fragmentación de roca en la Compañía Minera Alpayana S. A. Lima 2020 (Universidad Continental, Tesis de grado)*. Repositorio digital, Huancayo, Perú. https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/9877/2/IV_FIN_110_TI_Inga_Villazana_2020.pdf
- Instituto Geológico Minero de España. (2021). *Manual de Perforación y Voladuras de Rocas*. Madrid, España: ETIMSA. <https://www.geologiaviva.info/wp-content/uploads/2021/07/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas.pdf>
- Jaramillo, P. (2017). *Hiatoria de la Minería en el Ecuador*. <https://es.scribd.com/document/386292742/Historia-de-La-Mineria-en-El-Ecuador>

- Jaya, I. M. (2010). *LA HUELLAS DE TRES DÉCADAS DE ACTIVIDAD MINERA EN ZAMORA CHINCHIPE*.
<http://dspace.ucuenca.edu.ec/bitstream/123456789/1794/1/tc263.pdf>
- Jimeno, C. I., Pernia Llera, J., Ortiz Urbina, F. P., & Lopez Jimeno, E. (2003). *Manual de Perforación y Voladura*. IGME.
- Litherland, M., Aspend, J., & Jemielita, R. (1994). *The Metamorphic Belts of Ecuador (Vol. 11)*. British Geological Survey.
- Loganx. (2019). *Topografía Subterránea para Minas y Obras*.
- Maps, G. (2023). *Google Maps*. <https://www.google.com/maps>
- Maureen Carrillo, A. R. (2002). *Clasificación Geomecánica y Análisis de Estabilidad de Taludes*. <https://n9.cl/xgmt>
- McCormac, J. (2006). *Topografía*.
- Mestanza, C. V. (2006). *Importancia de la Perforación*.
<https://es.scribd.com/doc/110217173/Importancia-de-La-Perforacion>
- MILAGROS, E. L. (2018). *TUNEL CARRETERO EN LA N-625*.
https://addi.ehu.es/bitstream/handle/10810/25802/5_Voladuras.pdf?sequence=8/
- Minera, S. (2017). *Perforación minera: tipos, clases de maquinaria y ubicación de taladros*.
<https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/perforacion-minera-tipos-clases-de-maquinaria-y-ubicacion-de-taladros/>
- Minero, M. (23 de 06 de 2022). *La importancia de la minería en la economía*.
<https://mundominero.com.ec/la-importancia-de-la-mineria-en-la-economia/>
- Minero, R. (2018). *AMTC estudiará teleoperar tareas en Mina Ministro Hales*.
<https://n9.cl/ouxgj>
- Mogrovejo, L. P. (2017). *Método de Lopez Jimeno*. <https://es.slideshare.net/slideshow/mtodo-lpez-jimeno/76981341>
- Noa Ppacco, J. C. (2019). *Propuesta de implementación de proceso de voladura en interior mina en un frente con sección 3 x 3 metros. (Universidad Continental, Tesis de grado)*. Repositorio Digital, Arequipa, Perú.
https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/7702/3/IV_FIN_110_TI_Noa_Ppacco_2019%20%281%29.pdf
- Noguel, J. A. (2014). *Fragmentación de Rocas con Explosivos*.
- Orduz, J. E. (1986). *PRINCIPIOS BASICOS DEPERFORACION EN ROCA (SERVICIO NACIONAL DE APRENDIZAJE REGIONAL BOYACA)*. Boyaca, Colombia: Creative Commons.

- https://repositorio.sena.edu.co/bitstream/handle/11404/5431/miner%EDa_perforaci%F3n_1.PDF;jsessionid=DBC991D82C754B3F2D1DC1B287001FF1?sequence=1
- Oviedo Anchundia, R., Moína Quimí, E., Naranjo Morán, J., & Barcos Arias, M. (2017). *Contaminación por metales pesados en el sur del Ecuador asociada a la actividad minera*. <https://www.revistabionatura.com/files/2017.02.04.5.pdf>
- P, A. I. (2019). *PIQUES O POZOZ MINEROS*. <https://es.scribd.com/document/391866212/11133>
- Palmay, N. A. (2020). *Lbores Mineras Subterráneas*. <https://es.scribd.com/document/469384898/Labores-Mineras-Subterraneas>
- Piqueras, V. Y. (2022). *Método de Langefors y Kihlström para voladuras en banco de pequeño calibre*. <https://victoryepes.blogs.upv.es/2022/12/29/metodo-langefors/>
- Puma Zaruma, K. J., & Llerena Estrella, J. A. (2021). *Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez*. <https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/52305/1/T-70606%20PUMA%20-%20LLERENA.pdf>
- Quinteros, M. (2009). *Historia De La Minería En El Ecuador 1*. <https://es.slideshare.net/mquinterosjerez/historia-de-la-mineria-en-el-ecuador-1>
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Mecánica de Rocas*. En *Fundamentos e Ingeniería en Taludes*.
- RENOVABLES, M. D. (2020). *Plan Nacional de Desarrollo del Sector Minero 2020-2030*. <https://www.rekursyenergia.gob.ec/wp-content/uploads/2020/10/Plan-Nacional-de-Desarrollo-del-Sector-Minero-2020-2030.pdf>
- Rivera, Y. K. (2023). *Diseño de la ampliación de la galería principal de exploración a una galería principal de acceso del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340, parroquia La Canela, cantón Palanda, provincia de Zamora Chinchipe*. https://dspace.unl.edu.ec/jspui/bitstream/123456789/28342/1/YuleysiKarina_PatinoRivera.pdf
- Sánchez, R. P. (2021). *Geología Estructural*. En R. P. Sánchez, *Métodos Modernos* (págs. 17-179).
- Smirnov. (1976). *Geología de Yacimientos Minerales*. Mir Moscú.
- Sostenible, M. (2022). *El 45% de economía mundial está impulsada por el sector minero*. <https://minariasostible.gal/es/economia-mundial-y-el-sector-minero/>

- Soto, J. C. (2019). *ESTUDIO DE LA VIABILIDAD TÉCNICA DEL INCREMENTO DEL METRAJE DE AVANCE POR DISPARO EN SECCIONES*.
<http://hdl.handle.net/20.500.12404/15509>
- Structuralia. (2016). *Tipos de explosivos*. <https://blog.structuralia.com/tipos-de-explosivos>
- Tarback, E., & Lutgens, F. (2005). Ciencias de la Tierra. En *Una Introducción a la Geología Física*. Perason Educación S.A.
- UNDP. (2020). *OBJETIVOS DE DESARROLLO SOSTENIBLE*. <https://n9.cl/pt0yxw>
- Universidad de Aquino Bolivia. (s.f.). *Sistema de potencia*.
<https://s8dcd9b0a8ad1af4e.jimcontent.com/download/version/1571275637/module/6041076366/name/04%20SIS>
- Vallejo, L. G. (2002). *Ingeniería Geológica*.
- VIDAL MARTINEZ, C. P., & CORREA AYALA, I. G. (2017). *TESIS MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG PARA MEJORAR LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA ZONA ALTA DE LA COMPAÑÍA MINERA LINCUNA S.A – 2017*.
https://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2137/T033_46138891_T.pdf
- Villarreal, Y. V. (2012). *OPTIMIZACIÓN EN LOS PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL AVANCE DE LA RAMPA EN LA MINA BETHZABETH [TEISIS DE INGENIERÍA]*, UNIVERSIDAD CENTRAL DE QUITO. Repositorio Institucional.
<http://www.dspace.uce.edu.ec/bitstream/25000/217/3/T-UCE-0012-15.pdf>

11. Anexos

Anexos 1: Mapa de Ubicación

Anexos 2: Mapa Geológico Regional

Anexos 3: Diseño actual de la malla de perforación y voladura

Anexos 4: Mapa topográfico Superficial

Anexos 5: Mapa Topográfico Interior mina

Anexos 6: Mapa Geológico Estructural

Anexos 7: Mapa Geomecánico RMR y Q de Barton

Anexos 8: Diseño propuesto de la malla de perforación y voladura.

Ubicados en la carpeta de anexos.

Anexos 9: Registro de las actividades actuales del proceso de perforación y voladura.

Descripción de las actividades actuales del sistema de arranque			
Realizado por:	Jhocelyn Alberca Saavedra		
Proyecto:		X: 711266.64	Y: 9472776.22
Proceso:	Registro de actividades de perforación y voladura		
Dimensiones de la galería	2.30 m x 2 m(hastiales)		
Observaciones			
Números de obreros			
Jefe de mina	Sr. Patricio Moreno		
Perforista	Sr. Juan Medina		
Ayudante	Sr. Pedro Camacho		
Perforación			
Equipo de perforación	YT27	Número de taladros	34
Diámetro del barreno	32mm	Longitud del barreno	1.60m
Tipo de broca	Alemana (de botón cónico)	Perforaciones diarias	2
		Tiempo de perforación	2h15min
Observaciones:			
Voladura			
Tipo de explosivo	EMULNOR 3000 (1 1/8)	Tiempo del cargado de la sustancia explosiva	40 min
Cantidad de sustancia explosiva por voladura	15kg	Sistema de iniciación (mecha lenta, cordón detonante, eléctrico)	Mecha lenta de 2.20m
Personal requerido	3 personas: perforista, ayudante y amollador.	Número de taladros cargados	34 taladros
Fragmentos	Por lo general 3 tipos de fragmentos: tamaños grandes con medidas de 34-40cm, tamaños medianos de 17-18cm y tamaños pequeños de 4-5cm.	Número de taladros no cargados	3 taladros
Gasto explosivo	30.20 (US\$)	Área proyectada	3.57m ²
Sobre excavación	Existe un porcentaje de un 5% de sobre excavación en los hastiales.	Longitud de avance	1.50m

Longitud proyectada	1.60m	Volumen	25 tn de material excavado.
Observaciones:	Se tiene una afectividad del 93%. Dependiendo de la carga de explosivos, sino quedan tramo de 20 a 40 cm de fragmentar.		
Ventilación			
Natural ()	Forzada (x)	Tiempo ventilación	de 2h 45min

Anexos 10: Registro de los costos unitarios de perforación y voladura.

Precios unitarios de perforación y voladura				
Descripción	Unidad	Cantidad	P. unitarios (\$)	P. total (\$)
Mano de obra				
Jefe de mina	Tarea	1	30	30
Maestro Perforador	Tarea	1	23	23
Ayudante perforista	Tarea	1	20	20
Amollador	Tarea	1	20	20
Total de costos de mano de obra				93.00
Parámetros de Perforación				
Barrenos integrales	Pieza	1	115.40	115.40
Aceite de perforación	Gln	0.08	22.00	17.60
Aire Comprimido	KW/h	1	10.00	10.00
Broca de perforación	Pieza	2	24.00	48.00
Agua		0	0	0
Total de costos de perforación				191.4
Parámetros de explosivos y accesorios				
Dinamita	Unidad	35	1.30	45.50
Anfo-Nitrato	Kg	42	0.42	17.64
Mechas de seguridad	m	74.80	0.44	33.88
Fulminante	Pieza	35	0.44	15.40
Total de costos de explosivos				112.42
Parámetros en tareas auxiliares				
Palas	Pieza	1	12.00	12.00
Combos	Pieza	1	20.00	20.00
Atacador	Pieza	1	15.00	15.00
Barretilla	Pieza	1	15.00	15.00
Total de costos en tareas auxiliares				62.00
Ventilación				
Aire comprimido	KW/h	1	10.00	10.00
Energía	KW/h	1	12.00	12.00
Total, de costos de ventilación				22.00


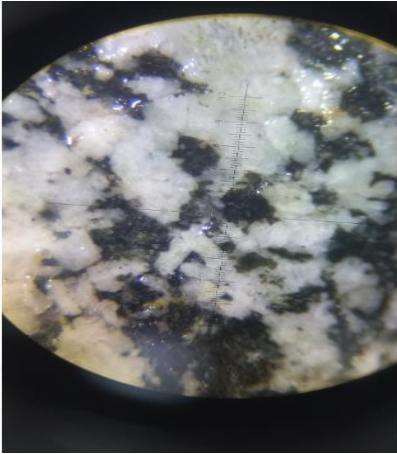
Anexos 11: Parámetros de clasificación RMR

PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN									
1	Resistencia de la Matriz Rocosa	Ensayo de Carga Puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (MPa)		
		Compresión Simple (MPa)	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
Puntuación			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		100-90%	90-75%	75-50%	50-25%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2m	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	< 0.06m.		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Longitud de la discontinuidad		<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
	Puntuación		6	4	2	1	0		
	Abertura		Nada	<0.1 mm	0.1-1mm	1-5mm	>5mm		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
	Relleno		Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno suave <5mm	Relleno suave >5mm		
	Puntuación		6	4	2	2	0		
	Alteración		Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
Puntuación		6	5	3	1	0			
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación presión de agua/Tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		
ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES EN EL TÚNEL									
Dirección Perpendicular al eje del túnel				Dirección Paralela al eje del túnel			Buzamiento 0°-20° Cualquier dirección		
Excavación a favor del Buzamiento		Excavación en contra del buzamiento							
Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°				
Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable			
CORRECIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES									
Dirección y Buzamiento		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable			
Puntuación	Túnel		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25		


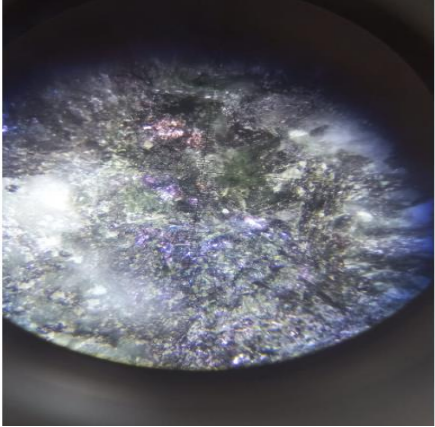
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60
CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN EL RMR						
Valoración del RMR		100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Clase		I	II	III	IV	V
Calidad		Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala
Cohesión		> 4 Kp/cm ²	3 - 4 Kp/cm ²	2 - 3 Kp/cm ²	1 - 2 Kp/cm ²	< 1 Kp/cm ²
Ángulo de rozamiento		> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°
Tiempo de Autosuporte y		10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos
Longitud sin sostener		15m	8m	5m	2.5m	1m

Nota: Obtenido de (Vallejo, 2000)

Anexos 12: Análisis mineralógico

UNIVERSIDAD NACIONAL DE LOJA FACULTAD DE LA ENERGÍA, LAS INDUSTRIAS Y LOS RECURSOS NATURALES NO RENOVABLES CARRERA DE INGENIERÍA EN MINAS					
Código de la Muestra:	MG1	Nombre:	Jhocelyn Alberca		
Datos de ubicación	Datos estructurales		Tipo de roca	ígnea	
Tramo	5	Azimut/rumbo	Textura		
Lugar		Buzamiento	Color		
Composición mineralógica	Nombre		Porcentaje (%)	Alteración	
	Plagioclasas		31%	Ninguna	x
	Feldespatos		6%	Mod. alterada	
	Cuarzo		11%	Lig. alterada	
	Piroxenos		5%	Muy alterada	
				Descompuesta	
			Nombre de la roca	Granodiorita	
Muestra de mano			Análisis binocular		
					
Observaciones:					

UNIVERSIDAD NACIONAL DE LOJA
 FACULTAD DE LA ENERGÍA, LAS INDUSTRIAS Y
 LOS RECURSOS NATURALES NO RENOVABLES
 CARRERA DE INGENIERÍA EN MINAS

Código de la Muestra:	MG2	Nombre:	Jhocelyn Alberca			
Datos de ubicación Mina San Josemín	Datos estructurales		Tipo de roca	Metamórfica		
Tramo	6	Azimut/rumbo	Textura			
Lugar		Buzamiento	Color			
Composición mineralógica	Nombre		Porcentaje		Alteración	
	Cuarzo				Ninguna	x
	Feldespatos				Mod. alterada	
	Plagioclasas				Lig. alterada	
	Clorita				Muy alterada	
	Calcopirita				Descompuesta	
			Nombre de la roca	Corneana		
Muestra de mano			Análisis binocular			
						
Observaciones:						

Anexos 13: Mapeo por el Método de las Ventanas.

Ficha de Caracterización Geomecánica																									
Proyecto	Diseño de una malla de perforación y voladura						Ubicación: Bellavista				Por	Jhocelyn Alberca													
Mina	San Josémin						Punto	Tramo1		Abscisa	0+010.00 - 0+051.00		Fecha												
N°	Orientación de Estaciones			Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)																					
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)		Parámetros			Rango de Valores																	
Tipo de Roca	Dureza		RQD (%)		RCS		Sis. Coord. (Datum)		Valor Estimado																
Granodiorita alterada			77.05		127.58																				
Característica de las discontinuidades						RQD		90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%									
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20		17		13		8		3			
												Espaciamiento		> 2m		> 0.6 - 2m		0.2 - 0.6m		0.06 - 0.2m		< 0.06m			
												Valoración		20		15		10		8		5			
												Condición de Juntas						Persistencia		< 1m		1-3m		3-10m	
J1		59	87		5		2	6	3	6	3	Valoración		6		4		2		1		0			
J1		72	88		8		2	6	5	6	3	Abertura		Cerrada		<0.1mm.		0.1-1.0mm		1-5mm		>5mm			
J1		60	71		8		2	6	5	6	3	Valoración		6		5		4		1		0			
J2		173	80		8		2	6	3	6	3	Rugosidad		Muy Rugosa		Rugosa		Lig. Rugosa		Lisa		Pulido			
J2		170	65		8		2	6	3	6	3	Valoración		6		5		3		1		0			
J3		261	88		8		4	6	3	6	3	Relleno		Ninguno		Duro <5mm.		Duro >5mm.		Suave<5mm		Suave>5mm			
J4		245	65		5		4	5	3	2	3	Valoración		6		4		2		2		0			
J4		236	27		5		4	5	3	2.0	3	Alteración		Sana		Lig. Alterada		Mod. Alterada		Muy Alterada		Descompuesta			
J4		166	74		5		2	6	3	6	3	Valoración		6		5		3		1		0			
J4		323	80		5		4	6	5	6	3	Agua Subterránea		Seco		Húmedo		Saturado		Goteo		Fluyendo			
												Valoración		15		10		7		4		0			
												Corrección por Orientación		Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable			
												Valoración		0		-2		-5		-10		-12			
												PROMEDIO		6.5		2.8		5.8		3.6		5.2		3.0	
												Clasificación		Muy buena		Buena		Media		Mala		Muy Mala			
														100-81		80-61		60-41		40-21		<20			
												Valoración RMR		68		Clase de Macizo / Calidad									
																Buena									

Ficha de Caracterización Geomecánica																					
Proyecto	Diseño de una malla de perforación y voladura					Ubicación: Bellavista					Por	Jhocelyn Alberca									
Mina	San Josémin					Punto	Tramo 2		Abscisa	0+051.00-0+101.00		Fecha									
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocosó (RMR 1989)															
Estación	Azimet (°)	Buzamiento (°)				Parámetros		Rango de Valores													
Valor Estimado																					
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)	RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1								
Granodiorita		88.44	127.58		Valoración		15	12	7	4	2	1	0								
Característica de las discontinuidades					RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%										
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3			
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m			
												Valoración		20	15	10	8	5			
												Condición de Juntas						< 1m	1-3m	3-10m	10-20m
J1		312	48		8		4	6	3	6	5	Valoración		6	4	2	1	0			
J1		311	66		8		4	6	5	6	5	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm			
J1		311	90		8		4	6	3	6	3	Valoración		6	5	4	1	0			
J2		125	74		8		6	6	3	6	5	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido			
J2		123	72		5		6	6	3	6	5	Valoración		6	5	3	1	0			
J3		312	70		5		4	6	3	6	3	Relleno		Ninguno	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm			
J3		110	68		5		4	6	5	6	3	Valoración		6	4	2	2	0			
												Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta			
												Valoración		6	5	3	1	0			
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo			
												Valoración		15	10	7	4	0			
												PROMEDIO		6.7	4.6	6.0	3.6	6.0	4.1		
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable			
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12			
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala			
												Valoración		100-81	80-61	60-41	40-21	<20			
												Valoración RMR			68	Clase de Macizo / Calidad					
												Valoración RMR			68	Buena					

Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto	Diseño de una malla de perforación y voladura					Ubicación: Bellavista					Por	Jhocelyn Alberca						
Mina	San Josémin					Punto	Tramo 3		Abscisa	0+101.00-0+155.00		Fecha						
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros			Rango de Valores									
	Valor Estimado																	
Tipo de Roca	Dureza		RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1			
Granodiorita			92.93		127.58		Valoración		15	12	7	4	2	1	0			
Característica de las discontinuidades							RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%					
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m
												Valoración		20	15	10	8	5
												Condición de Juntas						
							Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m					
J1		337	68		10		4	6	3	6	6	Valoración		6	4	2	1	0
J1		140	83NE		8		4	6	5	6	5	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm
J1		105	66NE		8		6	6	5	6	5	Valoración		6	5	4	1	0
J1		110	31NE		8		2	6	5	6	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido
J2		143	66		8		2	6	5	6	6	Valoración		6	5	3	1	0
J3		254	85		8		4	6	5	6	6	Relleno		Ninguno	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm
j3		200	74		8		2	6	3	6	5	Valoración		6	4	2	2	0
		PROMEDIO			8.3		3.4	6.0	4.4	6.0	5.6	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta
												Valoración		6	5	3	1	0
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo
												Valoración		15	10	7	4	0
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala
														100-81	80-61	60-41	40-21	<20
												Valoración RMR			74	Clase de Macizo / Calidad		
																Buena		

Ficha de Caracterización Geomecánica																									
Proyecto	Diseño de una malla de perforación y voladura						Ubicación: Bellavista				Por	Jhocelyn Alberca													
Mina	San Josémin						Punto	Tramo 4		Abscisa	0+155.00-0+203.00		Fecha												
N°	Orientación de Estaciones						Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)																		
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)				Parámetros			Rango de Valores															
	Valor Estimado																								
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)	RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1												
granodiorita		77.05	127.58		Valoración		15	12	7	4	2	1	0												
Característica de las discontinuidades							RQD	90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%									
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo/Azimut	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		Espaciamiento		Valoración									
												RQD		> 2m		20		> 0.6 - 2m		17		0.2 - 0.6m		8	
												Condición de Juntas		20		15		10		8		5			
												Persistencia		< 1m		1-3m		3-10m		10-20m		>20m			
												Abertura		Cerrada		<0.1mm.		0.1-1.0mm		1-5mm		>5mm			
												Rugosidad		Muy Rugosa		Rugosa		Lig. Rugosa		Lisa		Pulido			
												Relleno		Ninguno		Duro <5mm.		Duro >5mm.		Suave<5mm		Suave>5mm			
J1	254	74NE	8	6	6	3	6	6	6	6	6	Valoración		6		4		2		1		0			
J1	239	65NE	8	6	6	5	6	5	6	5	6	Abertura		Cerrada		<0.1mm.		0.1-1.0mm		1-5mm		>5mm			
J1	240	72NE	10	2	6	5	6	5	6	5	6	Valoración		6		5		4		1		0			
J2	175	70NE	8	4	6	5	6	6	6	6	6	Rugosidad		Muy Rugosa		Rugosa		Lig. Rugosa		Lisa		Pulido			
J2	170	79NE	8	4	6	5	6	6	6	6	6	Valoración		6		5		3		1		0			
J2	181	50NE	8	2	6	5	6	6	6	6	6	Relleno		Ninguno		Duro <5mm.		Duro >5mm.		Suave<5mm		Suave>5mm			
J3	260	31	8	2	6	3	6	5	6	5	6	Valoración		6		4		2		2		0			
J3	254	45	8	4	6	3	6	6	6	6	6	Alteración		Sana		Lig. Alterada		Mod. Alterada		Muy Alterada		Descompuesta			
J4	220	90	8	2	6	3	6	5	6	5	6	Valoración		6		5		3		1		0			
J4	231	81	8	2	6	3	6	5	6	5	6	Agua Subterránea		Seco		Húmedo		Saturado		Goteo		Fluyendo			
PROMEDIO				8.2		3.4	6.0	4.0	6.0	5.5	6	Valoración		15		10		7		4		0			
							Corrección por Orientación		Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable								
							Valoración		0		-2		-5		-10		-12								
							Clasificación		Muy buena		Buena		Media		Mala		Muy Mala								
									100-81		80-61		60-41		40-21		<20								
									Valoración RMR		78		Clase de Macizo / Calidad												
													Buena												

Ficha de Caracterización Geomecánica

Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto		Diseño de una malla de perforación y voladura						Ubicación: Bellavista				Por	Jhocelyn Alberca					
Mina		San Josémin						Punto	Tramo 5		Abscisa	0+203.00-0+251.00		Fecha				
N°		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Parámetros				Rango de Valores								
Valor Estimado																		
Tipo de Roca		Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1		
Comeana			80.45		127.58			Valoración		15	12	7	4	2	1	0		
Característica de las discontinuidades																		
RQD		90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%								
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m
												Valoración		20	15	10	8	5
												Condición de Juntas						Persistencia
J1		235	80NE		10		4	6	3	6	6	Valoración		6	4	2	1	0
J1		145	83NE		8		4	6	5	6	5	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm
J1		111	76NE		8		6	6	5	6	5	Valoración		6	5	4	1	0
J2		160	85NE		8		2	6	5	6	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido
J2		155	80NE		8		2	6	5	6	6	Valoración		6	5	3	1	0
J3		115	51NW		8		4	6	5	6	6	Relleno		Ninguno	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm
J3		189	35NW		8		2	6	5	6	6	Valoración		6	4	2	2	0
J3		210	47NW		8.0		2.0	6.0	5.0	6.0	6.0	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta
J3		179	59NW		8		2	6	5	6	6	Valoración		6	5	3	1	0
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo
												Valoración		15	10	7	4	0
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala
														100-81	80-61	60-41	40-21	<20
												Valoración RMR			71	Clase de Macizo / Calidad		
																Buena		

Ficha de Caracterización Geomecánica

Proyecto		Diseño de una malla de perforación y voladura										Ubicación: Bellavista					Por	Jhocelyn Alberca										
Mina		San Josémin										Punto	Tramo 6		Abscisa	0+251.00-0+308.00			Fecha									
N°		Orientación de Estaciones										Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)																
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)								Parámetros		Rango de Valores														
														Valor Estimado														
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		RCS		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1										
Corneana				92.93		127.58				Valoración		15	12	7	4	2	1	0										
Característica de las discontinuidades												RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%										
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3										
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m										
												Valoración		20	15	10	8	5										
												Condición de Juntas										Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m
												Valoración		6	4	2	1	0										
												Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm										
PROMEDIO					8.3		3.7	6.0	4.7	6.0	5.7	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta										
												Valoración		6	5	3	1	0										
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo										
												Valoración		15	10	7	4	0										
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable										
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12										
Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala																						
		100-81	80-61	60-41	40-21	<20																						
		Valoración RMR		74	Clase de Macizo / Calidad					Buena																		

Ficha de Caracterización Geomecánica																					
Proyecto	Diseño de una malla de perforación y voladura					Ubicación: Bellavista					Por	Jhocelyn Alberca									
Mina	San Josémin					Punto	Tramo 7		Abscisa	0+308.00-0+350.00		Fecha									
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)															
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros			Rango de Valores												
Valor Estimado																					
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1							
Tramo		92.93		127.58		Valoración		15	12	7	4	2	1	0							
Característica de las discontinuidades						RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%									
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3			
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m			
												Valoración		20	15	10	8	5			
												Condición de Juntas						Persistencia		< 1m	1-3m
J1		249	86NW		8		6	6	3	6	6	Valoración		6	4	2	1	0			
J1		238	87NW		8		4	6	5	6	5	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm			
J1		243	86NW		10		2	6	5	6	5	Valoración		6	5	4	1	0			
J2		276	73NE		8		6	6	5	6	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido			
J2		194	74NE		8		4	6	5	6	6	Valoración		6	5	3	1	0			
J3		326	63NE		8		4	6	5	6	6	Relleno		Ninguno	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm			
												Valoración		6	4	2	2	0			
					8.3		4.3	6.0	4.7	6.0	5.7	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta			
												Valoración		6	5	3	1	0			
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo			
												Valoración		15	10	7	4	0			
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable			
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12			
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala			
														100-81	80-61	60-41	40-21	<20			
												Valoración RMR			81	Clase de Macizo / Calidad					
																Muy Buena					

Ficha de Caracterización Geomecánica																					
Proyecto	Diseño de una malla de perforación y voladura					Ubicación: Bellavista					Por	Jhocelyn Alberca									
Mina	San Josemín					Punto	Tramo 8		Abscisa	0+350.00-0+403.00		Fecha									
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)															
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros			Rango de Valores												
	Valor Estimado																				
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1							
Tramo		80.845		127.58		Valoración		15	12	7	4	2	1	0							
Característica de las discontinuidades						RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%									
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3			
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m			
												Valoración		20	15	10	8	5			
												Condición de Juntas						Persistencia		< 1m	1-3m
J1		332	63NE		10		4	6	3	6	6	Valoración		6	4	2	1	0			
J1		340	60NE		8		4	6	5	6	6	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm			
J1		246	83NE		8		6	6	5	6	6	Valoración		6	5	4	1	0			
J1		230	59NE		8		2	6	5	6	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido			
J1		343	70NE		8		2	6	5	6	6	Valoración		6	5	3	1	0			
J1		246	82NE		8		4	6	5	6	6	Relleno		Ninguno	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm			
J1		230	84NE		8		2	6	3	6	6	Valoración		6	4	2	2	0			
J2		233	83NE		8		2	6	3	6	6	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta			
J3		289	72NW		8		2	6	3	6	6	Valoración		6	5	3	1	0			
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo			
												PROMEDIO		8.2	3.1	6.0	4.1	6.0	6.0		
												Valoración		15	10	7	4	0			
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable			
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12			
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala			
														100-81	80-61	60-41	40-21	<20			
												Valoración RMR			77	Clase de Macizo / Calidad					
																Buena					

Ficha de Caracterización Geomecánica

Proyecto		Diseño de una malla de perforación y voladura								Ubicación: Bellavista				Por	Jhocelyn Alberca					
Mina		San Josemín								Punto	Tramo 9		Abscisa	0+403.00-0+450.00		Fecha				
N°		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)														
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Parámetros					Rango de Valores									
						Valor Estimado														
Tipo de Roca		Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1				
Tramo		92.93		127.58		Valoración		15	12	7	4	2	1	0						
Característica de las discontinuidades								RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%						
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3		
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m		
												Valoración		20	15	10	8	5		
												Condición de Juntas								
J1		145	80NE		10		4	6	3	6	6	Valoración		6	4	2	1	0		
J1		145	83NE		8		4	6	5	6	5	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
J1		111	76NE		8		6	6	5	6	5	Valoración		6	5	4	1	0		
J2		160	85NE		8		2	6	5	6	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido		
J2		155	80NE		8		2	6	5	6	6	Valoración		6	5	3	1	0		
J3		115	51NW		8		4	6	5	6	6	Relleno		Ninguno	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm		
												Valoración		6	4	2	2	0		
												Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta		
												Valoración		6	5	3	1	0		
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo		
												Valoración		15	10	7	4	0		
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable		
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12		
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala		
														100-81	80-61	60-41	40-21	<20		
														Valoración RMR	76	Clase de Macizo / Calidad				
																Buena				

Ficha de Caracterización Geomecánica																			
Proyecto	Diseño de una malla de perforación y voladura					Ubicación: Bellavista					Por	Jhocelyn Alberca							
Mina	San Josémin					Punto	Tramo 10		Abscisa	0+450.00-0+520.00			Fecha						
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocosos (RMR 1989)													
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros			Rango de Valores										
Valor Estimado																			
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1					
Tramo		84.64		127.58		Valoración		15	12	7	4	2	1	0					
Característica de las discontinuidades																			
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	RQD			Espaciamiento				
												Valoración		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%	
												Valoración		20	17	13	8	3	
												Valoración		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m	
												Valoración		20	15	10	8	5	
												Condición de Juntas							
Persistencia		< 1m		1-3m	3-10m	10-20m	>20m												
J1	350	20NE	10	4	6	3	6	6	Valoración		6	4	2	1	0				
J1	335	26NE	8	4	6	5	6	6	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm				
J1	349	21NE	8	6	6	5	6	6	Valoración		6	5	4	1	0				
J1	305	58NE	8	2	6	5	6	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido				
J2	290	77NE	8	2	6	5	6	6	Valoración		6	5	3	1	0				
J2	310	78NE	8	4	6	5	6	6	Relleno		Ninguno	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm				
J3	234	49NE	8	4	6	5	6	6	Valoración		6	4	2	2	0				
J3	243	58NE	8.0	4	6	5	6	6	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta				
									Valoración		6	5	3	1	0				
									Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo				
									Valoración		15	10	7	4	0				
									Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable				
									Valoración		0	-2	-5	-10	-12				
									Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala				
											100-81	80-61	60-41	40-21	<20				
									Valoración RMR			73	Clase de Macizo / Calidad						
													Buena						

Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto	Diseño de una malla de perforación y voladura					Ubicación: Bellavista					Por	Jhocelyn Alberca						
Mina	San Josémin					Punto	Tramo 6			Abscisa			Fecha					
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros					Rango de Valores							
Valor Estimado																		
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		RCS	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1				
granodiorita		80.45		127.58		Valoración		15	12	7	4	2	1	0				
Característica de las discontinuidades						RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%						
N° De Familias	Tipo De Estructura	Rumbo	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m
Condición de Juntas																		
Valoración																		
Persistencia																		
J1		11	30NE		10		4	6	3	6	6	Valoración		6	4	2	1	0
J1		20	35NE		8		4	6	5	6	5	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm
J1		38	76NE		8		6	6	5	6	5	Valoración		6	5	4	1	0
J1		18	85NE		8		2	6	5	6	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido
J2		350	80NW		8		2	6	5	6	6	Valoración		6	5	3	1	0
J2		320	77NW		8		4	6	5	6	6	Relleno		Ninguno	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm
J2		355	83NW		10		4	6	5	6	6	Valoración		6	4	2	2	0
J3		173	78		10.0		4.0	6.0	5	6.0	6.0	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta
J3		195	82		10		4	6	5	6	6	Valoración		6	5	3	1	0
Agua Subterránea																		
												Valoración		15	10	7	4	0
Corrección por Orientación																		
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12
Clasificación																		
												Valoración		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala
												Rango de Valores		100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Clase de Macizo / Calidad																		
												Valoración RMR			76	Buena		

Anexos 14: Análisis de costos del proceso actual

- **Costos directos del proceso actual**

Perforación: para determinar los costos de perforación se determinó con la mano de obra y los insumos para voladura.

Tabla 77. Costo perforación del proceso actual.

a. Mano de obra.

Cantidad	Personal	Salario nominal por persona (\$/mes)	Fr	Salario real \$/mes	Salario \$/día	Salario \$/ h	Salario por perforación	Alimentación	Total	Rendimiento (mp/h)	Costo unitario (\$/mp)
1	Jefe de mina (20%)	1500	1.53	2295	85.00	14.17	2.83	4.25	7.08	21.00	0.34
1	Ingeniero (20%)	1100	1.33	1463	54.19	9.03	1.81	4.25	6.06	21.00	0.29
1	Perforista (100 %)	552	1.63	899.76	33.32	5.55	5.55	4.25	9.80	21.00	0.47
2	Ayudante (100%)	960	1.69	1622.4	60.09	10.01	10.01	8.50	18.51	21.00	0.88
TOTAL											1.97

b. Equipos

Descripción	Precio unitario (\$)	Vida útil (meses)	Costo diario (\$/día)	Costo por hora (\$/hora)	Rendimiento mp/h	Costo unitario (\$/mp)
Perforadora Jack leg yt27	750	6	4.63	0.77	21.00	0.04
Compresor	30000	120	9.26	1.54	21.00	0.07
Accesorios de perforación	100	1	3.70	0.62	21.00	0.03
Epp			0.80	0.13	21.00	0.01
Herramienta menor			0.45	0.08	21.00	0.00
Total						0.150

c. Materiales

Cantidad	Descripción	Unidades	Precio unitario (\$)	Vida útil (mp/u)	Costo unitario (\$/mp)
2	Barreno (1.60)	Pieza	230	450	0.51
2	Broca	Pieza	48	144	0.33
Total					0.84

Total, de costos directos de perforación: 2.97 \$/mp

• Costos indirectos del proceso actual de perforación

Descripción	%	\$/mp
Administración	10	0.27
Varios + imprevistos	3	0.08
Total		0.35

Total, de costos unitarios directos e indirectos: 3.35 \$/mp

Voladura: en este parámetro están incluidos todos los insumos usados en la voladura como la sustancia explosiva.

Costos directos para voladura

a. Mano de obra

Cantidad	Personal	Salario nominal (\$/mes)	Fr	Salario real (\$/mes)	Salario \$/día	Salario \$/ h	Salario por voladura	Alimentación	Total	Rendimiento (m-cargados/h)	Costo unitario (\$/mc)
1	Jefe de mina (20%)	1500.00	1.53	2295.00	85.00	14.17	2.83	4.25	7.08	12.30	0.58
1	Perforista (100 %)	552.00	1.63	899.76	33.32	5.55	5.55	4.25	9.80	12.30	0.80
1	Ayudante (100%)	480.00	1.69	811.20	30.04	5.01	5.01	4.25	9.26	12.30	0.75
Total											2.13

a. Equipos

Descripción	Precio unitario (\$)	Vida útil (meses)	Costo diario (\$/día)	Costo por hora (\$/hora)	Rendimiento mc/h	Costo unitario (\$/mc)
Compresor	15000	120	4.10	0.68	12.3	0.056
Epp			0.57	0.10	12.3	0.008
Herramienta menor			0.17	0.03	12.3	0.002
Total						0.066

b. Materiales

Descripción	Unidades	Cantidad /voladura	Precio unitario (\$)/u	Cantidad u/mp	Costo unitario (\$/mp)
Emulnor 3000	Cartuchos	35	1.3	1.70	2.21
Anfo normal	Kg	48	0.42	0.85	0.36
Fulminante	U	35	0.44	0.85	0.37
Mecha seguridad	M	78	0.44	1.47	0.65
Total					3.59

Total, de costos directos de voladura: 5.78 \$/mc

c. Costos indirectos de voladura

Descripción	%	\$/mc
Administración	10	0.58
Varios + imprevistos	3	0.17
Total		0.75

Total, de costos unitarios directos e indirectos de la voladura: 6.39 \$/mc

Ventilación e iluminación

Costos directos

a. Mano de obra

Cantidad	Personal	Salario nominal por persona (\$/mes)	Fr	Salario real \$/mes	Salario \$/día	Salario \$/ h	Salario por ventilación	Alimentación	Total	Rendimiento minst/h	Costo unitario (\$/mp)
1	Jefe de mina (20%)	1500	1.53	2295	85.00	14.17	2.83	4.25	7.08	1.25	5.67
1	Ingeniero (15%)	1100	1.76	1936	71.70	11.95	3.59	4.25	7.84	1.25	6.27
1	Instalador (100%)	480	1.63	782.4	28.98	4.83	4.83	4.25	9.08	1.25	7.26
1	Ayudante (100%)	480	1.63	782.4	28.98	4.83	4.83	4.25	9.08	1.25	7.26
Total											26.46

b. Equipos

Descripción	Precio unitario (\$)	Vida útil (meses)	Costo diario (\$/día)	Costo por hora (\$/hora)	Rendimiento	Costo unitario (\$/m-inst)
Compresor	15000	120	4.63	0.77	1.25	0.62
Pulmón de aire	3300	120	1.02	0.17	1.25	0.14
Linterna	95	24	0.15	0.02	1.25	0.12
Epp				0.21	1.25	0.17
Herramienta menor				0.07	1.25	0.05
Total						1.092

c. Materiales

Descripción	Unidades	Precio unitario (\$) /u	Cantidad u/mc	Costo unitario (\$/mc)
Ducto de ventilación	M	30	1	
Accesorios y acoples	U	3	3	9.00
Soportes	U	1.5	5	7.50
Tubería (m)	M	3	1	3.00
Varios	U	3	1.72	5.16
Total				24.66

Total, de costos directos: 52.21\$/mc

d. Costos Indirectos

Descripción	%	\$/mc
Administrativos	10	5.22
Varios e imprevistos	3	1.57
Total		6.79

Total, de costos indirectos y directos: 50.00 \$/mc

- Saneamiento, carga y acarreo

Costos directos

a. Mano de obra

Cantida d	Personal	Salario nominal por persona (\$/mes)	Fr	Salario real \$/mes	Salari o \$/día	Salari o \$/ h	Salario por transp orte	Ali men taci ón	Tota l	Rendi miento m/h	Costo unitario (\$/m)
1	Jefe de mina (10%)	1500.00	1.760	2640.00	97.78	16.30	1.63	4.25	5.88	1.60	3.67
1	Conductor (100%)	480.00	1.770	849.60	31.47	5.24	5.24	4.25	9.49	1.60	5.93
1	Paleros (100%)	480.00	1.780	854.40	31.64	5.27	5.27	4.25	9.52	1.60	5.95
Total											15.561

a. Equipos

Descripción	Precio unitario (\$)	Vida útil (meses)	Costo diario (\$/día)	Costo por hora (\$/hora)	Rendimiento m/h	Costo unitario (\$/m)
Carro minero ()	15000	180	4.17	0.69	1.60	0.43
Epp				0.572	1.60	0.36
Herramienta menor				0.167	1.60	0.10
Total						0.90

b. Materiales

Descripción	Unidades	Precio unitario (\$)	Cantidad u/mc	Costo unitario (\$/m)
Palas	U	20	0.037	0.74
Combo	U	20	0.037	0.74
Atacador	U	15	0.037	0.56
Barretillas	U	10	0.037	0.37
Total				2.41

Total, de costos directos: 18.86 \$/m

c. Costos indirectos

Descripción	%	\$/mp
Administración	10	1.89
Varios + imprevistos	3	0.57
Total		2.45

Total, de costos directos e indirectos: 21.32 \$/m

Total, de costos del proceso actual

Actividad	Costo unitario (\$/m)	Cantidad	Costo total \$
Perforación	3.08	53.2	164.10
Voladura	6.53	34.31	224.05
Ventilación e iluminación	59.00	1	59.00
Saneamiento, carga y acarreo	21.32	1	21.32
Total	89.93		468.47
		Costo total	468.47

Anexos 15: Análisis de costos del diseño propuesto de la malla de perforación.

Costos directos para perforación

a. Mano de obra

Cantidad	Personal	Salario nominal (\$/mes)	Fr	Salario real \$/mes	Salario \$/día	Salario \$/ h	Salario por perforación	Alimentación	Total	Rendimiento (mp/h)	Costo unitario (\$/mp)
1	Jefe de mina (20%)	1300	1.53	1989	66.30	11.05	2.21	4.25	6.46	28.60	0.23
1	Ingeniero (20%)	1100	1.33	1463	48.77	8.13	1.63	4.25	5.88	28.60	0.21
1	Perforista (100 %)	552	1.63	899.76	29.99	5.00	5.00	4.25	9.25	28.60	0.32
2	Ayudante (100%)	960	1.69	1622.4	54.08	9.01	9.01	8.50	17.51	28.60	0.61
Total											1.37

b. Equipos

Descripción	Precio unitario (\$)	Vida útil (meses)	Costo diario (\$/día)	Costo por hora (\$/hora)	Rendimiento mp/h	Costo unitario (\$/mp)
Perforadora Jack leg yt27	750	6	4.17	1.41	28.60	0.05
Compresor	30000	120	8.33	0.69	28.60	0.02
Accesorios de perforación	50	1	1.67	0.14	28.60	0.00
Epp			0.75	0.06	28.60	0.00
Herramienta menor			0.58	0.167	28.60	0.01
Total						0.087

c. **Materiales**

Cantidad	Descripción	Unidades	Precio unitario (\$)	Vida útil (mp/u)	Costo unitario (\$/mp)
1	Barreno 1.60m	Pieza	110	450	0.24
2	Broca 32mm	Pieza	48	144	0.33
Total					0.58

Total, de costos directos de perforación: **2.12 \$/mp**

d. **Costos indirectos**

Descripción	%	\$/mp
Administración	10	0.19
Varios + imprevistos	3	0.06
Total		0.24

Total, de costos unitarios directos e indirectos del proceso de perforación: **2.30 \$/mp**

- **Costos directos para Voladura:** en este parámetro incluye la sustancia explosiva usada y los accesorios en este caso se reemplazó la mecha lenta por retardos no eléctricos.

a. **Mano de obra**

Canti dad	Personal	Salario nominal por persona (\$/mes)	Fr	Salario real \$/mes	Salario \$/día	Salario \$/ h	Salario por voladura	Alimen tación	Total	Rendi miento mcarg ados/h	Costo unitario (\$/mc)
1	Jefe de mina (20%)	1300.00	1.53	1989.0 0	73.67	12.28	2.46	4.25	6.71	25.60	0.26
1	Perforista (100 %)	552.00	1.63	899.76	33.32	5.55	5.55	4.25	9.80	25.60	0.38
1	Ayudante (100%)	480.00	1.69	811.20	30.04	5.01	5.01	4.25	9.26	25.60	0.36
Total											1.01

b. Equipos

Descripción	Precio unitario (\$)	Vida útil (meses)	Costo diario (\$/día)	Costo por hora (\$/hora)	Rendimiento mc/h	Costo unitario (\$/mc)
Compresor	15000	10	50.00	8.33	25.6	0.326
Epp			0.57	0.10	25.6	0.004
Herramienta menor			0.17	0.03	25.6	0.001
Total						0.330

c. Materiales

Descripción	Unidades	Cantidad /voladura	Precio unitario (\$)/u	Cantidad u/mp	Costo unitario (\$/mp)
Emulnor 3000	Cartuchos	39	1.3	1.32	1.71
Anfo normal	Kg	24	0.42	0.60	0.25
Arena	Kg	13.12	0.15	1.33	0.20
Detonador no eléctrico	U	33	2.1	0.70	1.47
Total					3.63

Total, de costos directos para la voladura: **4.97 \$/mc**

d. Costos indirectos

Descripción	%	\$/mc
Administración	10	0.50
Varios + imprevistos	3	0.15
Total		0.65

Total, de costos unitarios directos e indirectos: **5.62 \$/mc**

Ventilación e iluminación: en este parámetro se considera los equipos propuestos para el nuevo diseño.

Costos directos

a. Mano de obra

Cantidad	Personal	Salario nominal por persona (\$/mes)	Fr	Salario real \$/mes	Salario \$/día	Salario \$/ h	Salario por ventilación	Alimentación	Total	Rendimiento minst/h	Costo unitario (\$/mp)
1	Jefe de mina (20%)	1300	1.53	1989	73.67	12.28	2.46	4.25	6.71	2.30	2.92
1	Ingeniero (15%)	1100	1.76	1936	71.70	11.95	3.59	4.25	7.84	2.30	3.41
1	Instalador (100%)	480	1.63	782.4	28.98	4.83	4.83	4.25	9.08	2.30	3.95
1	Ayudante (100%)	480	1.63	782.4	28.98	4.83	4.83	4.25	9.08	2.30	3.95
Total											14.22

b. Equipos

Cantidad	Descripción	Precio unitario (\$)	Vida util (meses)	Costo diario (\$/día)	Costo por hora (\$/hora)	Rendimiento	Costo unitario (\$/m-inst)
1	Compresor	15000	120	4.63	0.77	2.3	0.34
1	Pulmón de aire	3300	120	1.02	0.17	2.3	0.07
2	Ventilador va50f-10	4135	36	8.51	1.42	2.3	0.62
1	Lámpara led	80	5	0.59	0.10	2.3	0.26
2	Linterna	95	24	0.29	0.05	2.3	0.13
	Epp				0.21	2.3	0.09
	Herramienta menor				0.08	2.3	0.03
Total							1.537

c. Materiales

Descripción	Unidades	Precio unitario (\$)/u	Cantidad u/mc	Costo unitario (\$/mc)
Ducto de ventilación	M	30	1	30.00
Accesorios y acoples	U	3	3	9.00
Soportes	U	1.5	10	15.00
Tubería (m)	M	3	1	3.00
Varios	U	2	1.72	3.44
Total				60.44

Total, de costos directos de ventilación e iluminación: 76.19 \$/mc

d. Costos indirectos

Descripción	%	\$/mc
Administrativos	10	7.62
Varios e imprevistos	3	2.29
Total		9.91

Total, de costos directos e indirectos de la ventilación e iluminación: **86.10 \$/mp**

Saneamiento, carga y acarreo.

a. Mano de obra

Cantidad	Personal	Salario nominal (\$/mes)	Fr	Salario real \$/mes	Salario \$/día	Salario \$/ h	Salario por transporte	Alimentación	Total	Rendimiento m/h	Costo unitario (\$/m)
1	Jefe de mina (10%)	1300	1.73	2249	83.30	13.88	1.39	4.25	5.64	4.35	1.30
1	Conductor (100%)	480	1.63	782.4	28.98	4.83	4.83	4.25	9.08	4.35	2.09
1	Paleros (100%)	480	1.68	806.4	29.87	4.98	4.98	4.25	9.23	4.35	2.12
Total											5.505

b. Equipos

Descripción	Precio unitario (\$)	Vida útil (meses)	Costo diario (\$/día)	Costo por hora (\$/hora)	Rendimiento m/h	Costo unitario (\$/m)
Carro minero	15000	180	4.17	0.69	4.35	0.16
Epp				0.34	4.35	0.08
Herramienta menor				0.100	4.35	0.02
Total						0.26

c. Materiales

Descripción	Unidades	Precio unitario (\$)	Cantidad u/mc	Costo unitario (\$/m)
Combo	Pieza	20	0.33	6.67
Atacador	Pieza	15	0.25	3.75
Palas	Pieza	20	0.4	8.00
Barretillas	Pieza	10	0.17	1.67
Total				9.67

Total, de costos unitarios directos: **15.43 \$/m**

d. Costos indirectos

Descripción	%	\$/mp
Administración	10	1.54
Varios + imprevistos	3	0.46
Total		2.01

Total, de costos indirectos e indirectos: **17.44 \$/m**

Total, de costos para el diseño propuesto

Actividad	Costo unitario (\$/m)	Cantidad	Costo total \$
Perforación	2.12	53.2	112.65
Voladura	5.62	34.31	192.66
Ventilación e iluminación	86.10	1	86.10
Saneamiento, carga y acarreo	17.44	1	17.44
Total	111.27	Costo total	408.85

Anexos 16: Certificado de traducción de resumen.

Loja, 30 de octubre de 2024

CERTIFICADO DE TRADUCCIÓN

Yo, **Andrea Ivanova Carrión Jaramillo**, con cédula **1104691108**, con el “**Certificate of Proficiency in English**” otorgado por Fine Tuned English Language Institute.

CERTIFICO:

Que he realizado la traducción de español al idioma inglés del resumen del presente estudio investigativo denominado: “**Diseño de la malla de perforación y voladura en la galería principal del área minera San Josemín, cantón Zumba, provincia de Zamora Chinchipe**”. de autoría de **Jhocelyn Cesibel Alberca Saavedra**, portador de la cédula de identidad número **1950030898**, egresada de la carrera de Ingeniería en Minas de la Universidad Nacional de Loja

Es todo cuanto puedo certificar en honor a la verdad, facultando al interesado hacer uso del presente en lo que este creyera conveniente.



Andrea Ivanova Carrión Jaramillo
C.I.: 1104691108