



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 un waste pass en el subnivel 4 orientado a la optimización del sistema de carga – acarreo de material estéril en la Mina SOMINUR, sector La Cascada, Cantón Camilo Ponce Enríquez, Azuay.**

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

**AUTORA:**

Yanely del Cisne Cabrera Castillo.

**DIRECTOR:**

Ing. Hernán Castillo García PhD.

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, **CASTILLO GARCIA HERNAN LUIS**, director del Trabajo de Integración Curricular denominado "**DISEÑO DE UN WASTE PASS EN EL SUBNIVEL 4 ORIENTADO A LA OPTIMIZACION DEL SISTEMA DE CARGA - ACARREO DE MATERIAL ESTERIL EN LA MINA SOMINUR, SECTOR LA CASCADA, CANTON CAMILO PONCE ENRIQUE, AZUAY**", perteneciente al estudiante **YANELY DEL CISNE CABRERA CASTILLO**, con cédula de identidad N° **1105638066**.

#### 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, 30 de Julio de 2024



Electrónicamente por:  
**HERNAN LUIS  
CASTILLO GARCIA**

F) \_\_\_\_\_  
**DIRECTOR DE TRABAJO DE INTEGRACIÓN  
CURRICULAR**



Certificado TIC/TT.: UNL-2024-001472

1/1  
*Educamos para* **Transformar**

### **Autoría**

Yo, **Yanely del Cisne Cabrera Castillo**, declaro ser autora del presente Trabajo de Integración Cunicular 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 Cunicular, en el Repositorio Digital Institucional - Biblioteca Virtual.



**Firma:**

**Cédula de identidad:** 1105638066

**Fecha:** 4 de marzo del 2025

**Correo electrónico:** [yanely.cabrera@unl.edu.ec](mailto:yanely.cabrera@unl.edu.ec)

**Teléfono:** 0999370233

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

Yo, **Yanely del Cisne Cabrera Castillo**, declaro ser autor/a del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño de un Waste Pass en el subnivel 4 orientado a la optimización del sistema carga – acarreo de material estéril en la Mina SOMINUR, sector La Cascada, Cantón Camilo Ponce Enríquez, Azuay**, 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 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, suscribo, en la ciudad de Loja, a los dos días del mes de agosto del dos mil veinticuatro.



**Firma:**

**Autor:** Yanely del Cisne Cabrera Castillo.

**Cédula de identidad:** 1105638066

**Dirección:** El Calvario, Loja, Loja

**Correo electrónico:** [yanely.cabrera@unl.edu.ec](mailto:yanely.cabrera@unl.edu.ec)

**Teléfono:** 0999370233

**DATOS COMPLEMENTARIOS:**

**Director del Trabajo de Titulación:** Ing. Hernán Castillo García PhD.

### **Dedicatoria**

Con inmensa admiración y gratitud, dedico este trabajo a mis queridos padres Verónica y Franco quienes con su apoyo y consejos han contribuido para alcanzar este importante grado académico. Enseñándome que, con esfuerzo, dedicación, constancia y perseverancia de hoy, serán las alegrías del futuro.

*Yanely del Cisne Cabrera Castillo.*

## **Agradecimiento**

Agradezco en primer lugar a Dios, cuya infinita sabiduría me ha acompañado a lo largo de este camino y me ha brindado la fortaleza necesaria para enfrentar cada desafío, su guía me ha permitido alcanzar esta meta, con la mayor de la responsabilidad y dedicación.

Mi más profundo agradecimiento a mis padres por su constante apoyo y aliento a lo largo de mi carrera. Su amor incondicional y su respaldo en cada etapa han sido pilares fundamentales para alcanzar mis metas y de manera especial, deseo agradecer a mi hermano por ser una fuente de motivación y apoyo.

Expreso mi más sincero agradecimiento a los docentes de la Universidad Nacional de Loja, específicamente a los docentes de la Carrera de Minas, y en particular a mi tutor el Ing. Hernán Luis Castillo García, su amplio conocimiento, experiencia profesional y constante disposición, ha sido de gran ayuda para el desarrollo de este trabajo de investigación.

También quiero extender mi agradecimiento a la empresa SOMINUR C. Ltda. por su colaboración en el proceso investigativo, del mismo modo, agradezco a todos los colaboradores por su disposición e interés al participar y contribuir a esta investigación.

## Índice de contenidos

<b>Portada</b> .....	<b>i</b>
<b>Autoría</b> .....	<b>ii</b>
<b>Carta de autorización</b> .....	<b>iii</b>
<b>Dedicatoria</b> .....	<b>iv</b>
<b>Agradecimientos</b> .....	<b>v</b>
<b>Índice de Contenidos</b> .....	<b>vi</b>
Índice de tablas.....	ix
Índice de figuras.....	xi
Índice de anexos.....	xii
<b>1. Título</b> .....	<b>1</b>
<b>2. Resumen</b> .....	<b>2</b>
2.1. Abstract.....	3
<b>3. Introducción</b> .....	<b>4</b>
<b>4. Objetivos</b> .....	<b>6</b>
4.1. Objetivo General.....	6
4.2. Objetivo Específico.....	6
<b>5. Marco Teórico</b> .....	<b>7</b>
5.1. Topografía.....	7
5.1.1. Topografía en minería subterránea.....	7
5.2. Geología.....	7
5.3. Geología Estructural.....	7
5.3.1. Elementos de yacencia.....	7
5.4. Roca.....	8
5.4.1. Tipos de rocas básicas.....	8
5.5. Matriz rocosa.....	9
5.5.1. Propiedades físicas de la matriz rocosa.....	9
5.5.2. Propiedades mecánicas de la matriz rocosa.....	9
5.6. Masa Rocosa.....	10
5.6.1. Discontinuidades de la masa rocosa.....	10
5.6.2. Propiedades de las Discontinuidades.....	10
5.7. Macizo Rocoso.....	11
5.8. Clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso.....	11
5.8.1. Clasificación de Bieniawski.....	11
5.8.2. Clasificación de Barton.....	12
5.9. Minería.....	13

5.10.	Minería Subterránea .....	13
5.11.	Diseño Minero Subterráneo.....	13
5.11.1.	Diseño de labores verticales .....	14
5.12.	Diseño para chimeneas de paso de material estéril o waste pass .....	15
5.12.1.	Alturas máximas de construcción de chimeneas.....	16
5.13.	Labores Mineras Subterráneas.....	16
5.13.1.	Labores de acceso.....	16
5.13.2.	Labores de preparación .....	16
5.13.3.	Parámetros de diseño del waste pass.....	17
5.14.	Ciclo de Trabajo .....	17
5.14.1.	Perforación .....	17
5.14.2.	Voladura .....	18
5.14.3.	Ventilación .....	19
5.14.4.	Saneamiento .....	19
5.14.5.	Carga y Acarreo .....	19
5.14.6.	Transporte.....	20
5.14.7.	Fortificación .....	20
5.14.8.	Alumbrado.....	21
5.14.9.	Drenaje .....	21
5.15.	Tipos de costos .....	21
5.15.1.	Costos directos .....	21
5.15.2.	Costos indirectos .....	21
5.15.3.	Costos Generales .....	22
<b>6.</b>	<b>Metodología .....</b>	<b>23</b>
6.1.	Materiales.....	23
6.2.	Ubicación y Acceso.....	23
6.2.1.	Ubicación .....	23
6.2.2.	Acceso.....	24
6.2.3.	Geología Regional .....	25
5.13.	Metodología.....	29
6.2.4.	Metodología para el primer objetivo: .....	31
6.2.5.	Metodología para el segundo objetivo:.....	40
6.2.6.	Metodología para del Tercer objetivo:.....	52



<b>7. Resultados</b> .....	<b>54</b>
7.1. Resultados del primer objetivo: Caracterizar las actividades actuales del sistema carga - acarreo, geología y geomecánica del macizo rocoso.....	54
7.1.1. Descripción de las actividades actuales .....	54
7.1.2. Topografía en superficie .....	59
7.1.3. Topografía interior mina.....	60
7.1.4. Caracterización geológica.....	61
7.1.5. Propiedades físico mecánicas de las rocas.....	66
7.1.6. Caracterización geomecánica.....	71
7.2. Resultados del segundo objetivo: Diseño de un waste pass.....	75
7.1.7. Cantidad de material estéril a desalojarse .....	75
7.1.8. Diseño del waste pass .....	77
7.1.9. Diseño de la Parrilla.....	78
7.1.10. Diseño del chute .....	80
7.1.11. Ubicación del Waste Pass .....	80
7.1.12. Ciclo de trabajo .....	81
7.1.13. Planificación de obras para el franqueo del waste pass .....	103
7.1.14. Cálculo de costes.....	107
7.2. Resultados del Tercer Objetivo: Optimizar el sistema carga – acarreo de material estéril 113	
7.2.1. Rendimiento de la Ruta actual .....	115
7.2.2. Rendimiento de la ruta propuesta .....	120
<b>8. Discusión</b> .....	<b>123</b>
<b>9. Conclusiones</b> .....	<b>125</b>
<b>10. Recomendaciones</b> .....	<b>127</b>
<b>11. Bibliografía</b> .....	<b>128</b>
<b>11. Anexos</b> .....	<b>131</b>

## Índice de Tablas

<b>Tabla 1.</b> Materiales.....	23
<b>Tabla 2.</b> Coordenadas de Ubicación en PSAD 56 .....	24
<b>Tabla 3.</b> Tabla de seguimiento para el cálculo de peso aparente .....	34
<b>Tabla 4.</b> Tabla de seguimiento para el cálculo de peso específico .....	35
<b>Tabla 5.</b> Índice de calidad de roca: RQD .....	38
<b>Tabla 6.</b> Valores del RMR de Bieniawski.....	38
<b>Tabla 7.</b> Valores del Q de Barton.....	39
<b>Tabla 8.</b> Contenido de finos .....	42
<b>Tabla 9.</b> Longitud de chimeneas .....	42
<b>Tabla 10.</b> Formulas generales para la malla de perforación y voladura. ....	45
<b>Tabla 11.</b> Cálculo de secciones del cuele.....	46
<b>Tabla 12.</b> Fórmulas para el cálculo de la zapatera .....	46
<b>Tabla 13.</b> Fórmulas para el cálculo de los Hastiales .....	47
<b>Tabla 14.</b> Fórmulas para el cálculo de la Corona.....	47
<b>Tabla 15.</b> Fórmulas para el cálculo de la Destroza .....	48
<b>Tabla 16.</b> Constantes y valores de fijación .....	48
<b>Tabla 17.</b> Ecuaciones para el cálculo de cargas .....	49
<b>Tabla 18.</b> Ecuaciones de Retacado.....	49
<b>Tabla 19.</b> Costos unitarios.....	52
<b>Tabla 20.</b> Costo de mano de obra.....	53
<b>Tabla 21.</b> Costo de equipo.....	53
<b>Tabla 22.</b> Evaluación de la ruta de carga - acarreo actual y propuesto.....	53
<b>Tabla 23 .</b> Duración del ciclo de trabajo .....	59
<b>Tabla 24.</b> Costo total por metro de avance.....	59
<b>Tabla 25.</b> Resultados peso específico aparente Subnivel 4.....	67
<b>Tabla 26.</b> Resultados peso específico aparente Nivel 5 .....	67
<b>Tabla 27.</b> Resultados peso específico real Subnivel 4 .....	68
<b>Tabla 28.</b> Resultados peso específico real Subnivel 5 .....	68
<b>Tabla 29.</b> Resultados de la porosidad Subnivel 4 .....	69
<b>Tabla 30.</b> Resultados de la porosidad Subnivel 5 .....	69
<b>Tabla 31.</b> Resultados de la resistencia a la compresión simple Subnivel 4 .....	70
<b>Tabla 32.</b> Resultados de la resistencia a la compresión simple Nivel 5.....	70
<b>Tabla 33.</b> Resultados del RQD subnivel 4 .....	71

<b>Tabla 34.</b> Resultados del RQD subnivel 5 .....	72
<b>Tabla 35.</b> Resultados de la clasificación RMR de Bienawski del subnivel 4 .....	72
<b>Tabla 36.</b> Resultados de la clasificación RMR de Bienawski del subnivel 5 .....	72
<b>Tabla 37.</b> Valoración del macizo rocoso mediante el índice Q .....	73
<b>Tabla 38.</b> Resultados de la clasificación Q de Barton del subnivel 5 .....	73
<b>Tabla 39.</b> Resultados de la clasificación GSI del subnivel 4 .....	74
<b>Tabla 40.</b> Resultados de la clasificación GSI del subnivel 5 .....	74
<b>Tabla 41.</b> Características del Riel .....	79
<b>Tabla 42.</b> Especificaciones técnicas de la perforadora Stopper Ysp45.....	82
<b>Tabla 43.</b> Elección del explosivo según el criterio de la impedancia .....	83
<b>Tabla 44.</b> Parámetros de Emulnor 3000 1” x 12” .....	84
<b>Tabla 45.</b> Parámetros del Anfo Normal .....	84
<b>Tabla 46.</b> Parámetros del Fulminante y Mecha de seguridad .....	84
<b>Tabla 47.</b> Características del waste pass .....	85
<b>Tabla 48.</b> Diseño del Cuele .....	88
<b>Tabla 49.</b> Distribución de cargas Cuele .....	89
<b>Tabla 50.</b> Dimensiones Corona.....	92
<b>Tabla 51.</b> Dimensiones Zapatera y Corona .....	93
<b>Tabla 52.</b> Distribución de Cargas Destroza .....	94
<b>Tabla 53.</b> Resumen de los cálculos de carga total por voladura. ....	94
<b>Tabla 54.</b> Especificaciones del ventilador.....	99
<b>Tabla 55.</b> Características del vagón V40 .....	100
<b>Tabla 56.</b> Wisdon K15M.....	101
<b>Tabla 57.</b> Especificaciones de la lampara led reflectora Jeta 20wD1 .....	101
<b>Tabla 58.</b> Tiempo y Distancia de carga acarreo de un vagón .....	104
<b>Tabla 59.</b> Tiempos y números de obrero.....	105
<b>Tabla 60.</b> Planificación diaria de actividades interior mina.....	105
<b>Tabla 61.</b> Cronograma de construcción del waste pass .....	106
<b>Tabla 62.</b> Costo por personal .....	107
<b>Tabla 63.</b> Costo por materiales e insumos. ....	108
<b>Tabla 64.</b> Costo de los equipos de perforación y voladura .....	108
<b>Tabla 65.</b> Costo por alimentación .....	109
<b>Tabla 66.</b> Depreciación de la Maquinaria .....	109
<b>Tabla 67.</b> Costo por metro de avance.....	110

<b>Tabla 68.</b> Costo por metro de avance.....	110
<b>Tabla 69.</b> Costo del montaje de Parrilla.....	111
<b>Tabla 70.</b> Costo de instalación del buzón .....	112
<b>Tabla 71.</b> Resumen del Sistema carga – acarreo.....	114
<b>Tabla 72.</b> Rendimiento del sistema carga acarreo.....	117
<b>Tabla 73.</b> Costo de mano de obra.....	118
<b>Tabla 74.</b> Costo de equipo.....	118
<b>Tabla 75.</b> Resumen de la ruta actual .....	119
<b>Tabla 76.</b> Sistema propuesto de carga - acarreo.....	119
<b>Tabla 77.</b> Rendimiento del sistema carga acarreo.....	121
<b>Tabla 78.</b> Costo de mano de obra.....	121
<b>Tabla 79.</b> Costo de equipo.....	121
<b>Tabla 80.</b> Resumen Ruta propuesta.....	122
<b>Tabla 81.</b> Evaluación de la ruta de carga - acarreo actual y propuesto.....	122
<b>Tabla 82.</b> Costo total del sistema carga – acarreo.....	122

## Índice de Figuras

<b>Figura 1.</b> Mapa de Ubicación de la concesión minera Bella Rica .....	24
<b>Figura 2.</b> Ruta de acceso .....	25
<b>Figura 3.</b> Ruta de acceso .....	25
<b>Figura 4.</b> Geología Regional geológico .....	28
<b>Figura 5.</b> Diagrama de la metodología para el desarrollo del proyecto.....	30
<b>Figura 6.</b> Caracterización geológica .....	32
<b>Figura 7.</b> Levantamiento geológico en subterráneo.....	32
<b>Figura 8.</b> Levantamiento geológico en subterráneo.....	33
<b>Figura 9.</b> Proceso para determinar el peso específico aparente .....	34
<b>Figura 10.</b> Proceso para determinar el peso específico real.....	35
<b>Figura 11.</b> Proceso para realizar el ensayo de compresión.....	37
<b>Figura 12.</b> Clasificación geomecánica por el método de las ventanas.....	37
<b>Figura 13.</b> Clasificación de rocas para su excavabilidad .....	44
<b>Figura 14.</b> Análisis del Sostenimiento en base al RMR de Bieniawski.....	51
<b>Figura 15.</b> Roca desprendida de la voladura.....	55
<b>Figura 16.</b> Primera etapa del Sistema carga – acarreo.....	56
<b>Figura 17.</b> Segunda etapa del Sistema carga – acarreo.....	56
<b>Figura 18.</b> Tercera etapa del Sistema carga – acarreo. ....	57
<b>Figura 19.</b> Etapa Final del Sistema carga – acarreo.....	57
<b>Figura 20.</b> Diagrama del ciclo de trabajo.....	58
<b>Figura 21.</b> Mapa topográfico superficial.....	60
<b>Figura 22.</b> Mapa topográfico superficial.....	60
<b>Figura 23.</b> Mapa topográfico subterráneo.....	61
<b>Figura 24.</b> Afloramiento 1. ....	62
<b>Figura 25.</b> Afloramiento 2 .....	63
<b>Figura 26.</b> Afloramiento 3 .....	63
<b>Figura 27.</b> Afloramiento 4 .....	64
<b>Figura 28.</b> Andesita Basáltica .....	64
<b>Figura 29.</b> Andesita Basáltica .....	65
<b>Figura 30.</b> Andesita Basáltica .....	65
<b>Figura 31.</b> Andesita Basáltica .....	66
<b>Figura 32.</b> Andesita Basáltica .....	66
<b>Figura 33.</b> Distribución de los datos de peso específico aparente .....	67

<b>Figura 34.</b> Distribución de los datos de peso específico real.....	68
<b>Figura 35.</b> Distribución de los datos de Porosidad .....	69
<b>Figura 36.</b> Distribución de la resistencia a la compresión simple. ....	70
<b>Figura 37.</b> Ensayo de compresión simple .....	71
<b>Figura 38.</b> Diseño del Waste pass .....	78
<b>Figura 39.</b> Diseño de la parrilla .....	79
<b>Figura 40.</b> Diseño del chute .....	80
<b>Figura 41.</b> Mapa de ubicación del waste pass.....	81
<b>Figura 42.</b> Clasificación de rocas para su excavabilidad .....	82
<b>Figura 43.</b> Distribución de Cargas .....	96
<b>Figura 44.</b> Diseño de la malla de perforación .....	96
<b>Figura 45.</b> Dimensiones de la cuneta .....	102
<b>Figura 46.</b> Sostenimiento .....	102
<b>Figura 47.</b> Sistema actual de carga – acarreo.....	115
<b>Figura 48.</b> Sistema propuesto de carga – acarreo .....	120

## Índice de Anexos

<b>Anexo 1.</b> Mapa de ubicación .....	131
<b>Anexo 2.</b> Geología Regional.....	131
<b>Anexo 3.</b> Mapa de la topografía superficial.....	131
<b>Anexo 4.</b> Mapa topográfico interior mina .....	131
<b>Anexo 5.</b> Mapa geológico local .....	131
<b>Anexo 6.</b> Mapa geológico estructural del Subnivel 4.....	131
<b>Anexo 7.</b> Mapa geológico estructural del Subnivel 5.....	131
<b>Anexo 8.</b> Clasificación Geomecánica del Subnivel 4.....	131
<b>Anexo 9.</b> Clasificación Geomecánica del Subnivel 5.....	131
<b>Anexo 10.</b> Diseño del waste pass .....	131
<b>Anexo 11.</b> Diseño de la Parilla .....	131
<b>Anexo 12.</b> Diseño del Buzón .....	131
<b>Anexo 13.</b> Ubicación del Waste Pass .....	131
<b>Anexo 14.</b> Modelado 3D mina “SOMINUR”.....	131
<b>Anexo 15.</b> Diseño de la Malla de Perforación.....	131
<b>Anexo 16.</b> Levantamiento topográfico interior mina .....	132
<b>Anexo 17.</b> Tabla de descripción de actividades.....	135
<b>Anexo 18.</b> Cálculos para determinar el costo por metro de avance de las actividades actuales .....	137
<b>Anexo 19.</b> Caracterización geológica en superficie .....	145
<b>Anexo 20.</b> Análisis macroscópico .....	150
<b>Anexo 21.</b> Mapeo por el método de las Ventana.....	158
<b>Anexo 22.</b> Parámetros de clasificación RMR de Bienawski .....	173
<b>Anexo 23.</b> Cálculos para determinar el costo por metro de avance del waste pass.....	174
<b>Anexo 24.</b> Descripción de las Actividades Actuales .....	182
<b>Anexo 25.</b> Caracterización Geológica En Superficie .....	183
<b>Anexo 26.</b> Análisis macroscópico .....	184
<b>Anexo 27.</b> Diagrama de STRECKEISEN .....	185
<b>Anexo 28.</b> Ficha de Caracterización Geomecánica .....	186
<b>Anexo 29.</b> GSI .....	187
<b>Anexo 30.</b> Certificación de traducción del resumen.....	188

## **1. Título.**

Diseño de un waste pass en el subnivel 4 orientado a la optimización del sistema de carga – acarreo de material estéril en la Mina SOMINUR, sector la Cascada, Cantón Camilo Ponce Enríquez, Azuay.



## 2. Resumen.

El presente trabajo de investigación se desarrolló con el fin de reducir la distancia de transporte del material estéril, disminuir los tiempos de operación y optimizar los costos asociados al proceso, mediante la implementación de un waste pass en el subnivel 4 de la empresa minera SOMINUR, sector la Cascada, Cantón Camilo Ponce Enríquez, Provincia de Azuay.

La investigación se desarrolló en 3 fases. Inicialmente, se recolectó información bibliográfica del área de estudio. Luego de esta fase metodológica se desarrolló la fase de campo, donde se observaron las actividades que se desarrollan actualmente, se recolectaron muestras, y se caracterizó geológica y geomecánicamente el macizo rocoso, tanto en el subnivel 4 como en el subnivel 5. En la fase de laboratorio, se determinaron las propiedades físico-mecánicas de la roca y finalmente, en la fase de oficina se interpretó la información recolectada, se elaboraron los mapas y planos correspondientes, se determinó las dimensiones adecuadas del waste pass, se diseñó la malla de perforación y voladura y se calcularon los costos correspondientes al ciclo de carga – acarreo.

De esta manera se determinó para el diseño del waste pass, una sección cuadrada de 1.50 x 1.50 metros, con una longitud de 45 metros, una inclinación de 50° y una dirección de 252°, con un costo total de franqueo de 19 572.30 dólares. La parrilla se diseñó con rieles de 1.70 metros, espaciados a 0.30 metros y un ángulo de inclinación de 9° para evitar la acumulación de material, el chute tiene una altura de 1.60 metros y un ángulo de cambio de dirección de 30°.

Finalmente, para evaluar la optimización del diseño, se compararon ambas rutas del sistema de carga - acarreo. El recorrido actual abarca una distancia total de 715 metros, con un tiempo de operación de 32.5 minutos y un costo de 905.81 dólares. En contraste, la ruta propuesta reduce la distancia a 255 metros, disminuye el tiempo a 10.5 minutos y los costos a 105.41 dólares. Esta optimización mejoro significativamente la eficiencia operativa, ya que permite incrementar la cantidad de viajes en el mismo período de tiempo y reducir el desgaste de los equipos. Estos factores consolidan la viabilidad del diseño propuesto como una solución eficiente para el sistema de carga - acarreo.

**Palabras clave:** waste pass, eficiencia, distancia, tiempo, costo.

## 2.1. Abstract

This research work was developed with the aim of reducing the transport distance of waste material, reducing operating times and optimising the costs associated with the process, through the implementation of a waste pass in sublevel 4 of the SOMINUR mining company, La Cascada sector, Canton Camilo Ponce Enríquez, Province of Azuay.

The research was carried out in 3 phases. Initially, bibliographic information on the study area was collected. After this methodological phase, the field phase was developed, where the current activities were observed, samples were collected, and the rock mass was geologically and geomechanically characterized, both in sublevel 4 and sublevel 5. In the laboratory phase, the physico-mechanical properties of the rock were determined and finally, in the office phase, the information collected was interpreted, the corresponding maps and plans were drawn up, the appropriate dimensions of the waste pass were determined, the drilling and blasting mesh was designed and the costs corresponding to the loading-hauling cycle were calculated.

Thus, it was determined for the design of the waste pass, a square section of 1.50 x 1.50 meters, with a length of 45 meters, an inclination of 50° and a direction of 252°, with a total cost of postage of 19 572.30 dollars. The grate was designed with 1.70 meter rails, spaced at 0.30 meters and an angle of inclination of 9° to avoid material accumulation, the chute has a height of 1.60 meters and an angle of change of direction of 30°.

Finally, to evaluate the optimization of the design, both routes of the loading - haulage system were compared. The current route covers a total distance of 715 meters, with an operating time of 32.5 minutes and a cost of 905.81 USD. In contrast, the proposed route reduces the distance to 255 meters, decreases the time to 10.5 minutes and costs \$105.41. This optimization significantly improved operational efficiency by increasing the number of trips in the same time period and reducing equipment wear and tear. These factors consolidate the viability of the proposed design as an efficient solution for the load-haul system.

**Keywords:** *waste pass, efficiency, distance, time, cost.*

### **3. Introducción.**

Ecuador es un país con un gran potencial minero, con reservas significativas de minerales como oro, plata, cobre y zinc, abarcando desde operaciones artesanales hasta proyectos de gran envergadura. La provincia del Azuay destaca por su contribución significativa, representando la pequeña minería el 29% de la producción minera total de la provincia (Ministerio de Energía y Minas, 2022). A pesar de su importancia, la carencia de diseños estratégicos intensifica aún más las dificultades en el sistema carga - acarreo. Como señalan Medina y Vásquez (2018) en su investigación, la falta de coordinación en la etapa de carga y transporte desde el frente de trabajo resulta en la identificación de deficiencias críticas, generando puntos muertos y paradas innecesarias de los equipos. Estos fallos operativos, a su vez, se traducen directamente en pérdidas económicas sustanciales para la empresa (Medina y Vásquez, 2018).

Por lo que la optimización de los procesos mineros de carga acarreo es una prioridad para el sector minero ecuatoriano, ya que estos procesos representan una parte importante de los costos operativos de las operaciones mineras, y su mejora puede conducir a una reducción significativa de los costos y un aumento de la eficiencia (Plan Nacional De Desarrollo Del Sector Minero (2020 - 2030)). En pequeña minería el transporte interno de material ha ido mejorando a partir de los años 90 con la incorporación de nuevas tecnologías, esto ha contribuido a una mejora significativamente en la productividad y seguridad del transporte interno de material. Las empresas mineras están constantemente buscando formas de optimizar sus operaciones y procesos, uno de los principales costos es el acarreo de material que representa entre el 20% y el 50% de los costos totales de producción (Wozniakowski, 2023).

La falta de planificación en minería a pequeña escala contribuye a diseños ineficientes en la gestión de equipos y en general a las operaciones mineras. Esto se traduce en tiempos de transporte prolongados, mayores costos operativos y una menor capacidad de respuesta a las demandas del proceso de extracción, lo que impide la optimización de los recursos y aumenta los costos operativos más altos de lo necesario, los tiempos de inactividad no planificados, la necesidad de mantenimiento constante de los equipos.

La Sociedad Minera Nueva Rojas SOMINUR CIA Ltda, localizada dentro de la Concesión Minera Bella Rica, opera en el ámbito de minería a pequeña escala, la cual presenta deficiencias en el sistema de carga – acarreo debido a la falta de planificación en las labores de explotación, lo que se traduce a tiempos de transporte prolongados, costos operativos elevados

y una capacidad de respuesta reducida ante las demandas del proceso de extracción, es por ello que se ve la necesidad de desarrollar labores que contribuyan a mejorar la eficiencia en este sistema.

En este contexto el presente proyecto de investigación titulado “Diseño de un Waste Pass en el Subnivel 4 orientado a la optimización del sistema carga – acarreo de material estéril en la Mina SOMINUR, Sector La Cascada, Cantón Camilo Ponce Enríquez, Azuay”; pretende diseñar un waste pass de manera adecuada con el fin de minimizar los tiempos de ciclo, reducir los costos operativos y mejorar la eficiencia general de la operación minera. Este tipo de infraestructura es importante en operaciones, donde la manipulación y disposición eficiente de material estéril contribuyen significativamente a la rentabilidad y sostenibilidad de la mina.

## **4. Objetivos.**

### **4.1.Objetivo General**

- Diseñar un waste pass en el subnivel 4 orientado a la optimización del sistema carga – acarreo de material estéril en la Mina SOMINUR, sector La Cascada, Cantón Camilo Ponce Enríquez, Azuay.

### **4.2.Objetivo Específico**

- Caracterizar las actividades actuales del sistema carga - acarreo, geología y geomecánica del macizo rocoso en el subnivel 4 de la mina SOMINUR.
- Diseñar un waste pass en el subnivel 4 de la mina SOMINUR.
- Optimizar el sistema carga – acarreo de material estéril en el subnivel 4 de la Mina SOMINUR, a partir del diseño del waste pass.

## 5. Marco Teórico.

### 5.1.Topografía

Según Alcántara (2014) mencionó lo siguiente:

Es la ciencia fundamental que se estudia la superficie de la tierra. Se encarga de medir y representar la superficie terrestre, determinando la posición de puntos en la Tierra y plasmando una porción específica de la superficie en un plano. La topografía utiliza métodos y procedimientos para realizar mediciones en el terreno y luego traducirlas a una representación gráfica o analítica a escala. (p.2)

#### 5.1.1. *Topografía en minería subterránea*

Según Estruch y Tapia (2003) afirma:

El levantamiento subterráneo en las minas difiere del levantamiento de superficie debido a varias condiciones específicas que se encuentran en las minas, como galerías profundas, estrechas, mal iluminadas, húmedas y mal ventiladas. Los métodos e instrumentos convencionales de topografía de superficies no se pueden utilizar directamente sin realizar adaptaciones especiales. (p.19)

### 5.2.Geología

Iriondo (2017) define a la geología como: “una rama de la ciencia que se centra en la estructura, composición, historia y procesos de la Tierra. Estudia rocas, minerales y el interior de la Tierra para comprender la formación y evolución de nuestro planeta. La geología explora capas de rocas desde la superficie hasta una profundidad de 100 a 200 kilómetros.” (p.9).

### 5.3.Geología Estructural

“La geología estructural forma parte de la geología y abarca todo lo relacionado con las formas de yacencia, los procesos mecánicos, los movimientos y las deformaciones de las rocas en la corteza terrestre” (García, 1986, p. 1).

#### 5.3.1. *Elementos de yacencia*

Según Tarbuck y Lutgens (2005) describe dos medidas para determinar la orientación de un estrato rocoso o de una falla: rumbo y buzamiento. (p.290)

- **Rumbo.** Ángulo que se forma entre la aguja de la brújula y una línea imaginaria que se traza perpendicularmente a la pendiente del estrato o la falla.

- **El buzamiento.** Es la medida del ángulo de inclinación de un plano geológico, como una falla, en relación con un plano horizontal.
- **Potencia o espesor.** Distancia que hay entre las dos superficies que delimitan el cuerpo mineral.

## 5.4.Roca

Aguilar y Vigil (2014) define una roca como: “un agregado masivo de minerales, las rocas que conocemos son las que constituyen la corteza terrestre” (p.24).

### 5.4.1. Tipos de rocas básicas

Tarbuck y Lutgens (2005) clasifica las rocas en tres grandes grupos: ígneas, sedimentarias y metamórficas (p.108).

#### 5.4.1.1. Rocas Ígneas.

Se forman cuando la roca fundida, conocido como magma, experimenta un proceso de enfriamiento y solidificación. (Tarbuck y Lutgens, 2005, p. 108), se clasifican en dos tipos:

- **Extrusivas o volcánicas.** Se forman cuando la roca derretida se enfría y solidifica en la superficie de la Tierra.
- **Intrusivas o plutónicas.** Se forman cuando el magma pierde su movilidad antes de alcanzar la superficie y cristaliza en profundidad.

#### 5.4.1.2. Rocas sedimentarias.

Se forman a partir de rocas preexistentes por los procesos de meteorización (Tarbuck y Lutgens, 2005, p. 25), se clasifica en:

- **Rocas sedimentarias detríticas.** Se forman a partir de detríticos, los cuales se compactan y cementan con el tiempo, dando origen a las denominadas rocas sedimentarias detríticas.
- **Rocas sedimentarias químicas.** Las rocas sedimentarias químicas se originan cuando el material disuelto en el agua se precipita.

#### 5.4.1.3. Rocas metamórficas.

Tarbuck y Lutgens (2005) define las rocas metamórficas como: “aquellas que se forman a partir de rocas ígneas, sedimentarias o incluso otras rocas metamórficas” (p.26). de esta manera cada roca metamórfica tiene una roca madre, la roca a partir de la que se ha formado”

De acuerdo a las características de textura las rocas metamórficas pueden clasificarse en dos tipos: (Manual de ciencias de la Tierra, n.d):

- **Rocas foliadas.** Se forman cuando el protolito, es decir la roca original posee minerales de hábito planar o prismático.
- **Rocas no foliadas.** Las rocas no foliadas son un tipo de roca que no presenta foliación, lo que significa que no tienen una estructura en capas o bandas.

### **5.5. Matriz rocosa**

“La matriz rocosa es el material rocoso que carece de discontinuidades, o los bloques de cosa “intacta” que permanecen entre dichas discontinuidades” (Ferrer y Gonzales de Vallejo, 2007, p. 11)

#### **5.5.1. Propiedades físicas de la matriz rocosa**

Existen diversos parámetros que permiten identificar y describir las propiedades básicas de las rocas, conocidos como propiedades índices, posibilitan una primera clasificación de las rocas con fines geotécnicos. Las propiedades índices, junto con la composición mineralógica y la fábrica de la roca, determinan en gran medida sus propiedades y comportamiento mecánico. (Ferrer y Gonzales de Vallejo, 2007, pp. 127,129)

- **Porosidad.** Es la relación entre el volumen que ocupa los espacios o cavidades dentro de una roca y el volumen total disponible.
- **Porosidad eficaz.** Corresponde a la proporción entre el volumen de poros interconectados y el volumen total de la muestra.
- **Peso específico o peso unitario.** Es la relación entre el peso y el volumen de una sustancia, expresado en unidades de fuerza por unidad de volumen.
- **Permeabilidad.** Es la capacidad de una roca para permitir transmitir agua a través de ella.
- **Durabilidad.** Hace referencia a la capacidad de la roca para resistir los efectos de la meteorización y la erosión a lo largo del tiempo.

#### **5.5.2. Propiedades mecánicas de la matriz rocosa**

Ferrer y Gonzales de Vallejo (2007) describen las siguientes propiedades mecánicas de la matriz rocosa:



- **Resistencia a compresión simple o resistencia uniaxial.** Es la capacidad de la roca para resistir una fuerza que la empuja en dirección contraria a su longitud (p.135).
- **Resistencia a tracción.** Es la capacidad de la roca para resistir una fuerza que la estira en direcciones opuestas (p.135).
- **Velocidad de propagación de las ondas elásticas.** Es la velocidad a la que las ondas sonoras o sísmicas se propagan a través de la roca (p.135).

## 5.6.Masa Rocosa

Se refiere al entorno in-situ que alberga diversas discontinuidades. (La Sociedad Nacional de Minería, 2004, pp. 4,7):

### 5.6.1. *Discontinuidades de la masa rocosa*

La Sociedad Nacional de minería (2004) define las siguientes discontinuidades de la masa rocosa:

- **Planos de estratificación:** Capas o estratos que se encuentran en las rocas sedimentarias (p.4).
- **Fallas:** Son fracturas que han experimentado desplazamiento (p.7).
- **Zonas de corte:** Son bandas de material donde ha ocurrido fallamiento de la roca (p.7).
- **Diaclasas:** Grietas que no han experimentado movimiento. (p.7).
- **Planos de foliación o esquistosidad:** Se forman entre las capas de las rocas metamórficas (p.7).
- **Contactos litológicos:** Son los límites entre diferentes tipos de rocas (p.7).
- **Venillas:** Es el material que rellena las fracturas (p.7).

### 5.6.2. *Propiedades de las Discontinuidades*

La Sociedad Nacional de Minería (2004) describe las siguientes propiedades geomecánicas que caracterizan a las discontinuidades y que influyen en el comportamiento de la masa rocosa:

- **Orientación:** Posición de una discontinuidad en el espacio indicando su dirección y ángulo de inclinación (p. 8).
- **Espaciado:** Es la distancia medida perpendicularmente entre discontinuidades adyacentes. (p. 8).
- **Persistencia:** Hace referencia al tamaño de una discontinuidad (p. 8).

- **Rugosidad:** Describe la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. (p. 8).
- **Apertura:** Espacio existente entre las paredes de una discontinuidad rocosa o la amplitud de su apertura (p. 8).
- **Relleno:** Se refiere a los elementos presentes dentro de la discontinuidad (p. 8).

## 5.7. Macizo Rocoso

Según González de Vallejo (2007) afirma:

El comportamiento del macizo rocoso se refiere a la combinación de matriz rocosa y discontinuidades presentes. Las diferentes discontinuidades confieren un carácter heterogéneo y un comportamiento no uniforme al macizo rocoso. Este comportamiento está influenciado por la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, lo que afecta tanto a su respuesta geomecánica como hidráulica. (p. 11)

## 5.8. Clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso

### 5.8.1. Clasificación de Bieniawski

La clasificación de Bieniawski es un método para determinar la calidad del macizo rocoso a partir de los siguientes parámetros (Alejano y Ramírez, 2004, pp.149,151):

- **Resistencia a compresión simple del material rocoso:** Mide la resistencia máxima que la roca puede soportar bajo compresión uniaxial en un entorno controlado (Ferrer y Gonzales de Vallejo, 2007).
- **RQD:** Utilizado para elegir el revestimiento de túneles (Alejano y Ramírez, 2004)
- **Espaciado de las juntas:** Distancia promedio entre los planos de discontinuidad de cada familia, que incluyen fallas, diaclasas y planos de estratificación (Alejano y Ramírez, 2004).
- **Naturaleza de las juntas:** Describe el estado de las juntas, considerando aspectos como la apertura entre los labios de la discontinuidad y la continuidad de acuerdo con las diferentes direcciones (Alejano y Ramírez, 2004).
- **Presencia de agua:** El agua en un macizo rocoso diaclasado reduce su resistencia y aumenta su deformabilidad, por lo que es crucial estimar el flujo de agua en litros/minuto cada 10 m de túnel para determinar el sostenimiento necesario en excavaciones subterráneas (Alejano & Ramírez, 2004).

- **Orientación de las discontinuidades:** Orientación de las fracturas con respecto al eje de la estructura subterránea (Alejano & Ramírez, 2004).

El índice de calidad RMR (*Rock Mass Rating*) se obtiene a partir de la recopilación de diversos parámetros geomecánicos que influyen en la estabilidad del macizo rocoso. Su rango varía entre 0 y 100 lo que permite clasificar la calidad de la roca en distintas categorías. Cuanto mayor sea el valor obtenido, mejor será la calidad del macizo rocoso. A continuación, se detalla la clasificación correspondiente:

- CLASE I: RMR>81, Roca muy buena
- CLASE II: 80<RMR<61, Roca buena
- CLASE III: 60<RMR<41, Roca media
- CLASE IV: 40<RMR<21, Roca mala
- CLASE V: RMR<20, Roca muy mala

### 5.8.2. Clasificación de Barton

Alejano y Ramírez (2004) describen la clasificación de Barton, que cataloga los macizos rocosos según el índice de calidad Q. Este índice se basa en seis parámetros (p. 157):

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

- Índice de Calidad de la Roca RQD.
- Número de familias de discontinuidades. ( $J_n$ )
- Rugosidad de las discontinuidades. ( $J_r$ )
- Alteración de las discontinuidades. ( $J_a$ )
- Presencia de agua. ( $J_w$ )
- Estado tensional del macizo rocoso. (SRF)

Los valores de los parámetros  $J_r$  y  $J_a$  dependen de la presencia de relleno y del tamaño de las juntas. El índice de clasificación Q va de 0,001 a 1000, y el macizo rocoso se clasifica de la siguiente manera:

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

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

## 5.9. Minería

La minería es una actividad que consiste en la extracción de minerales valiosos, combustibles o recursos energéticos de la corteza terrestre, los cuales pueden presentarse en estado sólido, líquido o gaseoso. El objetivo de la minería es obtener materias primas, incluidos minerales y fuentes de energía, que son cruciales para el desarrollo de las sociedades humanas y satisfacen sus necesidades de materiales esenciales. (Herrera, 2017, p. 1)

### 5.10. Minería Subterránea

La minería subterránea consiste en la construcción de túneles, tanto verticales como horizontales, para extraer recursos del interior de la tierra. En las minas, la operación comienza desde un pozo de acceso, y los niveles se establecen a intervalos regulares, generalmente separados por 50 metros o más. Además, se utilizan múltiples túneles de acceso con diferentes alturas o rampas para conectar diferentes niveles. (Banco Central del Ecuador, n.d, p. 1)

### 5.11. Diseño Minero Subterráneo

El diseño en la ingeniería minera es un proceso esencial en la definición de la estructura de la mina, donde se integran cálculos de soporte con los aspectos relacionados con la arquitectura (Herrera, 2019). Los parámetros de diseño se presentan de manera sistemática, comenzando con una evaluación de factores como:

- **Características del depósito de mineral:** Potencia, buzamiento, profundidad y regularidad.
- **Explotación:** Rendimiento, arranque y velocidad, recuperación y precio del mineral.
- **Materiales y espacios:** Consumo de materiales, tratamiento de espacios vacíos.
- **Logística:** Ventilación, transporte.
- **Medio ambiente:** Consideraciones medioambientales.
- **Seguridad minera.** Por lo tanto, es crucial considerar el análisis geomecánico del depósito.

### **5.11.1. Diseño de labores verticales**

Salinas (1998) indica que las metodologías de construcción para las galerías varían según los parámetros de diseño, como la sección y la longitud. De esta manera, se pueden identificar las siguientes (p. 101):

- Métodos manual o Convencional
- Métodos mecanizados
- Métodos combinados

#### **5.11.1.1. Métodos Manual o Convencional**

De acuerdo con Herrera (2019), aunque los métodos tradicionales de construcción vertical son menos comunes hoy en día, todavía se utilizan en la minería subterránea, particularmente para pozos de baja altura (menos de 25 a 30 metros).

Herrera (2019) menciona: el tipo de andamiaje o soporte necesario en la construcción de chimeneas por el método convencional depende de la sección transversal y la inclinación de la chimenea. Para pendientes inferiores a 40°, se requiere poca madera para la seguridad del personal. Sin embargo, las mamposterías horizontales pueden facilitar el desplazamiento y el apoyo de las columnas de los martillos perforadores. En chimeneas verticales o con una inclinación considerable, se necesita un andamiaje adecuado, incluso si la roca presenta una buena capacidad de auto sostenimiento.

##### *a) Ventajas del método convencional.*

Las ventajas de este método incluyen (Remigio, 2020, p.33):

- Al contrario que otros procedimientos, este no requiere instalación previa de infraestructura ni tareas preliminares antes de comenzar la excavación.
- La chimenea puede cambiarse de dirección y ángulo mientras se construye, para adaptarse a las exigencias del proyecto.
- Unas prácticas adecuadas de perforación y voladura aseguran el buen control de las paredes del tajo, incluso en terrenos rocosos de diferentes calidades.
- El método tiene características específicas que permiten operaciones de soporte rápidas y eficientes. Proporciona una inspección visual del macizo rocoso durante todo el proceso de excavación, lo que da como resultado un seguimiento preciso de la calidad del terreno.

##### *a) Desventajas del método convencional.*

Respecto a las desventajas que proporciona este método (Remigio, 2020, p. 34):

- El método convencional tiene riesgos de accidentes debido a las operaciones en altura, por lo que necesita una vigilancia de seguridad constante.
- También es un proceso lento, ya que se debe formar la superficie de trabajo disparo a disparo.
- En comparación con los desarrollos horizontales, la productividad del método convencional es menor si se mide en términos de hombres-día por metro de avance.

#### **5.11.1.2. Método Mecanizado por Raise Boring**

Herrera (2019) menciona que los métodos modernos de construcción de verticales, basados en técnicas de sondeo, se destacan por generar secciones circulares con superficies suaves, lo cual facilita el paso de escombros y optimiza la ventilación. Estas obras pueden tener una inclinación de hasta 30°, diámetros de hasta 2 metros y longitudes de hasta 300 metros. El proceso comienza con un sondeo de 225 a 250 mm de diámetro, seguido de la excavación ascendente de la sección final. Las máquinas utilizadas para esta tarea son de gran tamaño y se utilizan para la construcción de pozos de extracción. (p.57)

#### **5.11.1.3. Método combinado Sistema Alimak**

Herrera (2019) el sistema Alimak es una técnica semiautomatizada lo cual implica que combina tanto maquina como intervención humana en el proceso. Es útil especialmente en terrenos rocosos duros y en chimeneas largas. El sistema requiere una inversión inicial alta en equipos, pero estos pueden reutilizarse varias veces, lo que reduce los costos a largo plazo. (p.57)

### **5.12. Diseño para chimeneas de paso de material estéril o waste pass**

Herrera (2019) menciona que la pendiente ideal de una chimenea depende del tipo de material que se transporte por ella. Los materiales con pocos finos y trozos gruesos tienden a colgarse por el encaje de los bloques, mientras que los materiales con muchos finos se cuelgan por la cohesión de las partículas finas. Los cuelgues de material grueso se producen en pendientes mayores a 60°, mientras que los de material fino se evitan en pendientes casi verticales. Para evitar ambos tipos de cuelgues, se recomienda una pendiente de alrededor de 70°. (p.59)

### ***5.12.1. Alturas máximas de construcción de chimeneas***

La altura máxima de construcción de chimeneas está limitada por varios factores:

Remigio (2020) menciona que, para chimeneas de más de 20 metros, es necesario tener dos compartimentos separados para el personal y el echadero. El método convencional de construcción de chimeneas no es rentable para longitudes superiores a 50 metros debido a su bajo rendimiento y alto costo. Para longitudes entre 50 y 100 metros, se deben utilizar chimeneas mellizas, que son dos chimeneas simples de un compartimento separadas por 10 a 15 metros y conectadas cada 20 metros mediante un subnivel. (p.33)

## **5.13. Labores Mineras Subterráneas**

Herrera (2017) describe a las labores mineras como excavaciones de diversos tipos que se realizan para acceder al depósito mineral, establecer una conexión entre el depósito y la superficie, dividir el depósito en secciones manejables y extraer el mineral de forma organizada, segura y rentable. (p.8)

### ***5.13.1. Labores de acceso***

Herrera (2017) define las labores de acceso como las excavaciones que permiten llegar al cuerpo mineralizado desde la superficie. Las clasifica en cuatro tipos (p. 14):

- **Pozo:** Abertura vertical o inclinada utilizada para el descenso y ascenso del personal, extracción de minerales, llenado de materiales y transporte de materiales de trabajo.
- **Rampa:** Construido en pendiente descendente, proporciona acceso eficiente a depósitos superficiales, facilitando las operaciones mineras.
- **Socavón:** Acceso horizontal o casi horizontal utilizado para el tránsito de personal, suministro y entrada de materiales, ventilación, extracción de minerales y drenaje de agua.
- **Pozo inclinado:** Permite un acceso más rápido a los depósitos, reduciendo la necesidad de pozos verticales y sistemas de elevación.

### ***5.13.2. Labores de preparación***

Son excavaciones que se realizan para dividir el yacimiento en bloques y facilitar su explotación. Estas labores también incluyen las necesarias antes de comenzar la extracción del mineral, como la construcción de cámaras de arranque y sistemas de ventilación. (Correa Arroyave, n.d, p. 11)

- **Galerías secundarias.** Son excavaciones internas en la mina con funciones específicas para la preparación y explotación del yacimiento. también sirven como límites para el bloque mineralizado (De La Cuadra Irizar, 1974).
- **Chimenea.** Pozos verticales que conectan dos galerías o niveles de trabajo, para el paso de la ventilación (Carranza & Quispe, 2015).
- **Chute.** Abertura subterránea ubicada en la parte inferior de una cámara o en el frente de la zona de explotación, a través de la cual se canaliza el material extraído (De La Cuadra Irizar, 1974).
- **Wastepass.** También llamado conducto de extracción, chimenea de paso, traspaso del estéril, pique de traspaso, vertical, tiro de escombros (Carranza y Quispe, 2015), es una infraestructura vertical o casi vertical que se utiliza para el transporte eficiente de material estéril o desechos desde el área de extracción hasta un lugar designado para su disposición, facilitando el movimiento de material no deseado, como rocas estériles o desechos de excavación. Este tipo de infraestructura es importante en operaciones, donde la manipulación y disposición eficiente de material estéril contribuyen significativamente a la rentabilidad y sostenibilidad de la mina.

### ***5.13.3. Parámetros de diseño del waste pass***

“Para el diseño del waste pass por el método convencional se requieren de los siguientes parámetros” (Remigio, 2020):

- Sección
- Longitud
- Tipo de Roca
- Buzamiento y/o inclinación deseada.
- Dirección

## **5.14. Ciclo de Trabajo**

### ***5.14.1. Perforación***

La Sociedad Nacional de Minería (2004) la perforación es el proceso de crear agujeros en la roca con un patrón y forma particular para colocar cargas explosivas.

#### **5.14.1.1. Sistemas de perforación.**

Según Bernaola Alonso et al. (2013) menciona lo siguiente:



- **Percusión.** La fragmentación de la roca por percusión ocurre cuando se utiliza una herramienta con un filo llamativo para romper la roca
- **Rotación.** Rompimiento de roca mediante compresión, corte o una combinación de ambos.
- **Rotopercusión.** La fragmentación de la roca se da mediante golpes producidos por un martillo, acompañado de la rotación de la máquina que facilita la salida de material fragmentado, con ayuda de aire comprimido que se inyecta en el varillaje. Este método es utilizado en terrenos duros y muy duros

#### **5.14.2. Voladura**

La Sociedad Nacional de Minería (2004) la tronadura es el uso de explosivos para extraer minerales de la roca. La energía liberada por los explosivos rompe la roca, lo que facilita la extracción del mineral.

##### **5.14.2.1. Tipos de Explosivos**

###### ➤ **Explosivos primarios o iniciadores**

Mendoza (2021) los explosivos primarios, por ejemplo, la pentrita, el azida de plomo y los fulminatos, se caracterizan por detonar al descomponerse y solo se necesitan estímulos externos menores para activarlos. Sirven para detonar explosivos secundarios. (p.22)

###### ➤ **Explosivos secundarios**

Mendoza (2021) menciona: son sustancias que provocan la fractura de la roca durante la voladura. Menos sensibles que los primarios, pero aún capaces de romper rocas. Ejemplos: Dinamitas, tronitas, nitro carbohidratos, ANFO (nitrato de amonio y combustible) y SANFO (nitrato de amonio, combustible y agente sensibilizante). (p.23)

Según Bernaola Alonso et al. (2013) menciona las siguientes sustancias explosivas:

**Dinamita.** Es un explosivo gelatinoso hecho de nitroglicerina o nitroglicol mezclada con nitrocelulosa.

**Anfo.** Es un explosivo que está hecho de nitrato amónico (94%) y gasoil (6%).

**Hidrogeles.** Son explosivos que combinan un oxidante con un sensibilizador/combustible, que puede ser otro explosivo, un metal o una sal orgánica.

**Emulsiones.** Se componen de nitrato de amonio o sodio y agua (14-20%), diésel (4%) y pequeñas cantidades de otros productos (1-2%).

#### **5.14.2.2. Sistemas de iniciación**

Bernaola Alonso et al. (2013), es el sistema de ignición o detonador que detona el explosivo en el pozo. Pueden ser cartuchos especiales o dispositivos que aumentan el poder de la explosión en el agujero.

**Detonadores Ordinarios.** Usan un detonador lento para provocar una explosión.

**Detonadores Eléctricos.** Se utiliza energía eléctrica para calentar el filamento, provocando una explosión.

**Detonadores No Eléctricos.** No se utiliza electricidad para su funcionamiento.

#### **5.14.3. Ventilación**

La Agencia Nacional de Minería de Colombia (2017) define la ventilación de las minas como el proceso de proporcionar suficiente flujo de aire para crear un ambiente cómodo y limpio libre de gases nocivos para los trabajadores. (p.8)

#### **5.14.4. Saneamiento**

Maldonado (2022) La limpieza de rocas sueltas es un requisito en las excavaciones subterráneas. En primer lugar, se rocían las paredes de la excavación con agua para encontrar grietas en la superficie de la roca. Luego, se realiza un sondeo para golpear la roca y determinar si hay un sonido hueco que indique la presencia de roca inestable. Esta roca inestable debe eliminarse mediante el método común llamado desquinche.

#### **5.14.5. Carga y Acarreo**

##### **5.14.5.1. Carga**

Se denomina acarreo a la acción de trasladar material fragmentado de una mina luego de una voladura para su traslado a posibles destinos dentro o fuera de una operación (botaderos, chancadoras, stock piles). En esta operación se definen las zonas de carguío, se identifican las direcciones de carguío (posicionamiento de los equipos de carguío, nivel de piso, zonas y/o frentes de carguío) y los destinos de estas cargas de materia prima en base a algunos parámetros. (Huisa, 2021)

#### **5.14.5.2. Acarreo**

Anchiraico y Rojas (2020) acarreo es el acto de trasladar materiales, minerales o desechos desde las líneas de avance hasta los puntos de carga a corta distancia. (pág.25)

#### **5.14.5.3. Variables de la operación de carga y acarreo**

Según Huisa (2021) menciona las siguientes variables:

**Tiempo de carga y acarreo.** Luego de la voladura del material, se realizará una evaluación y verificación del área para detectar derribos libres, desplomes o cualquier otro percance que pueda afectar la continuidad de la operación.

**Proceso de carga y acarreo.** El material volado se retira del frente de trabajo mediante equipos de carga para su acumulación en una unidad de acarreo. El equipo de carga introduce el material volado en su pala o cubeta, llenándolo y trasladándolo a un punto de descarga (depósitos, trituradoras, acopio, etc.).

**Equipos empleados en carga y acarreo.** Los dispositivos utilizados incluyen cargadores frontales, palas hidráulicas, palas de cable, excavadoras y otros. Para las operaciones de transporte se utilizan grandes camiones de transporte, camiones de carretera, camiones articulados, cintas transportadoras, vagones y otros equipos

**Ciclo de carga del material.** Una vez cargado, el equipo se aleja en reversa del acopio o vertedero para luego dirigirse a un equipo de transporte para su descarga.

**Ciclo de Acarreo del Material.** Comienza con la carga del material mediante un equipo de carga y finaliza con un viaje con carga hasta un vertedero.

#### **5.14.6. Transporte**

Según Anchiraico y Rojas (2020), el transporte de material es el acto de trasladar material, ya sea mineral o desperdicio, desde los puntos de carga hasta los botaderos de desechos mediante camiones volquete.

#### **5.14.7. Fortificación**

El Ministerio de Minería (2018) define la fortificación como el conjunto de métodos que aseguran la estabilidad en minas subterráneas donde las formaciones rocosas circundantes no se sostienen por sí mismas.

#### **5.14.8. Alumbrado**

“El alumbrado consiste en la distribución de luminarias de forma ordenada o simétrica entre ellas, con lo cual se puede lograr una iluminación uniforme en el lugar deseado (Ministerio de Minería, 2018).”

#### **5.14.9. Drenaje**

Córdova y Suere (2020) definen un sistema de drenaje como un conjunto de componentes que recolectan, transportan y eliminan la escorrentía superficial con el objetivo principal de preservar las operaciones mineras y los cuerpos de agua receptores. También se puede afirmar que el sistema de drenaje evita la erosión y sedimentación del suelo, promoviendo así la calidad física y química del agua. (p.14)

### **5.15. Tipos de costos**

#### **5.15.1. Costos directos**

Puma y Llerena (2021) aquellos que se identifican fácilmente en la producción o prestación de servicios (p. 10). Algunos ejemplos de costos directos incluyen:

Consumo en el proceso de operaciones mineras, como energía eléctrica en equipos eléctricos, combustible en maquinaria no estacionaria, accesorios de mantenimiento, control y reparación de maquinaria, secuencia y costo involucrado en el desgaste de neumáticos de maquinaria, y otros factores de desgaste.

#### **5.15.2. Costos indirectos**

Puma y Llerena (2021) definen los costos indirectos como cualquiera de los costos que no se pueden asociar fácilmente a la producción o la prestación de servicios, por lo que no se puede determinar su valor exacto (p. 10). Algunos ejemplos de costos indirectos incluyen:

- Amortización personal.
- Intereses sobre el capital
- Seguros.
- Impuestos.

### ***5.15.3. Costos Generales***

“Son aquellos gastos que son necesarios para la elaboración de un producto, pero que no se pueden asignar directamente a cada unidad producida” (Lazo, 2013, p. 52). Ejemplos de costos generales de producción incluyen:

- **Comercialización:** “Gastos relacionados con la venta del producto: sueldos de vendedores, estudios de mercado, viajes y gastos de representación, etc” (Lazo, 2013).
- **Administrativos:** “Gastos relacionados con la gestión y administración de la empresa: gerencia, contabilidad y auditoría, investigación y desarrollo, departamentos jurídico y financiero, relaciones públicas, etc” (Lazo, 2013).

## 6. Metodología

### 6.1. Materiales

La investigación empleó una variedad de materiales, equipos y software adaptados a los requisitos específicos de cada actividad a desarrollar para lograr sus objetivos (Ver Tabla 1).

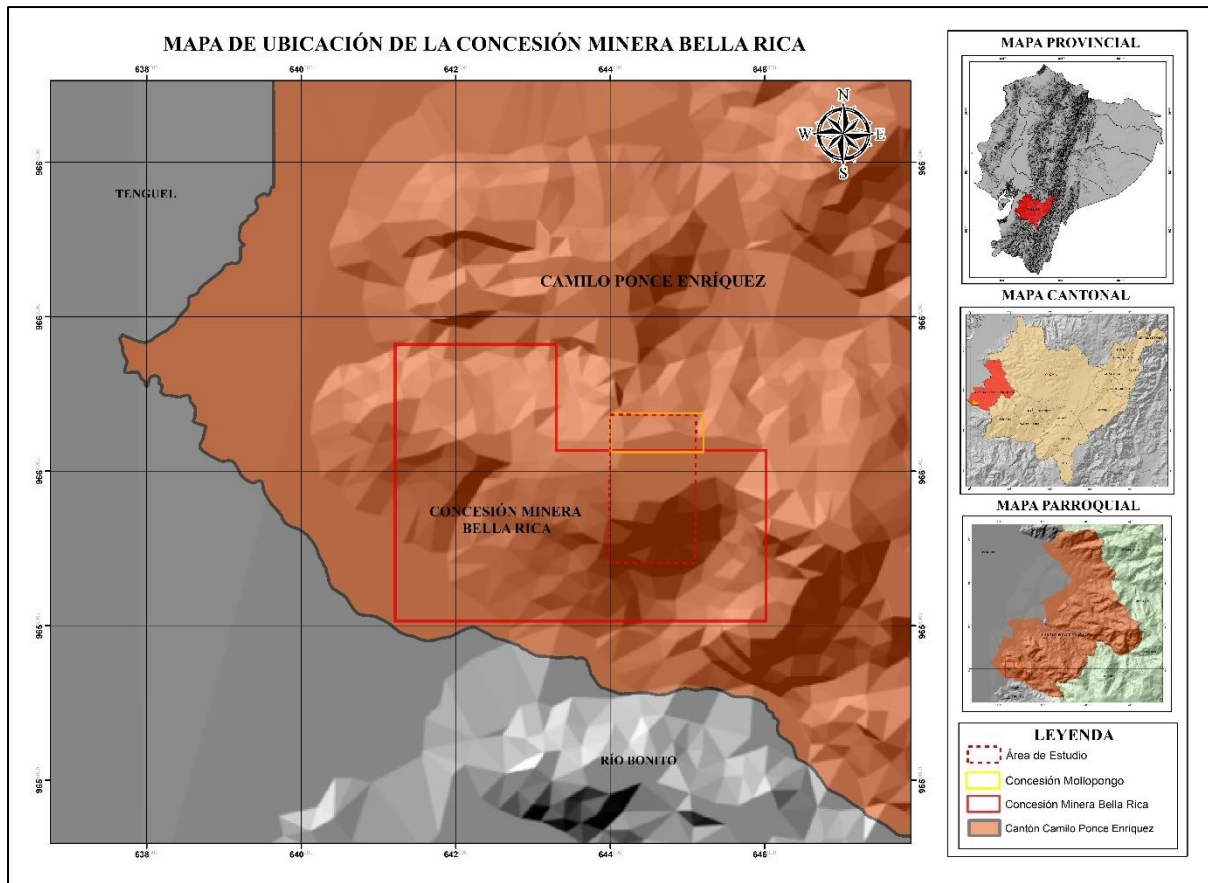
**Tabla 1.** Materiales

<b>MATERIALES</b>		
<b>Materiales de Campo</b>	<b>Materiales de Laboratorio</b>	<b>Materiales de Oficina</b>
Lupa geológica 10x	Picnómetro	Ordenador portátil
Brújula tipo Brunton	Balanza analítica	Google Earth
Cinta	Estufa	ArcGIS 10.6
Distanciómetro	Prensa Hidráulica	AutoCAD
Libreta de campo	Tamiz # 200	Excel 2019
Peine de Barton	30 gr de cada muestra pasante tamiz #200	Word 2022
Piqueta		Alos Palsar
Fundas para recolección de muestras		
Fichas de registro de datos		
Casco		
Guantes		
Chaleco reflectivo		
Botas de caucho		
Linterna		
Gafas		
Carta geológica IGM Machala, escala 1:100000		

### 6.2. Ubicación y Acceso

#### 6.2.1. Ubicación

La Sociedad Minera Nueva Rojas, SOMINUR Cía. Ltda., está ubicada en la provincia del Azuay, cantón Camilo Ponce Enríquez en la Concesión Minera Bella Rica, la cual cubre un área de 1350 ha mineras, mediante el vigente régimen de pequeña minería, delimitada por un polígono irregular de 6 vértices, cuyas coordenadas están referenciados al DATSUN PSAD-56, y de las cuales 45 ha corresponden al área de estudio (Ver anexo 1).



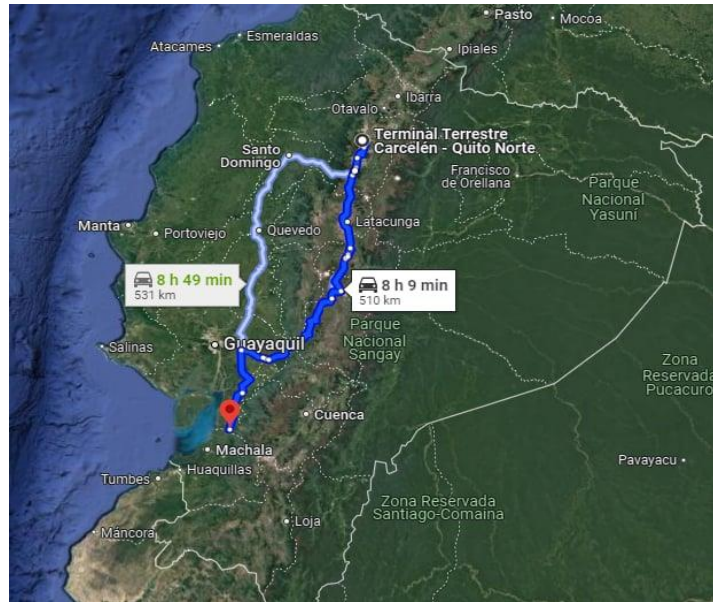
**Figura 1.** Mapa de Ubicación de la concesión minera Bella Rica

**Tabla 2.** Coordenadas de Ubicación en PSAD 56

<b>Área de la concesión Bella Rica</b>			
<b>Vértices</b>	<b>X</b>	<b>Y</b>	<b>Z</b>
<b>PP</b>	641209	9661650	125
<b>P1</b>	643309	9661650	515
<b>P2</b>	643309	9660250	732
<b>P3</b>	646009	9660250	1041
<b>P4</b>	646009	9658050	710
<b>P5</b>	641209	9658050	73

### 6.2.2. Acceso

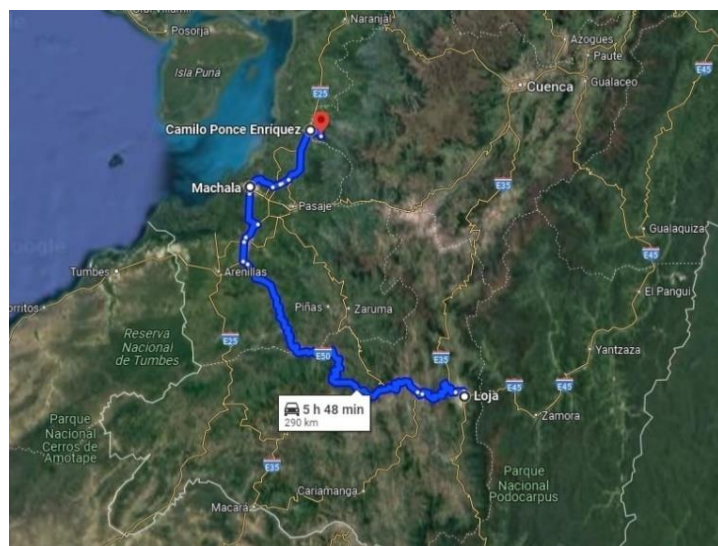
El acceso a la Mina SOMINUR, desde Quito se lo realiza por la principal vía de acceso la Troncal de la Sierra, la cual pasa por Ambato, El Triunfo y Naranjal, hasta llegar al cantón Camilo Ponce Enríquez. El viaje dura 8 horas aproximadamente. Desde allí se toma una carretera secundaria hasta el campamento de la empresa. El tiempo total de viaje puede variar según el tráfico y las condiciones climáticas. (Ver Figura 2)



**Figura 2.** Ruta de acceso

**Nota.** Tomado de Google Maps (2024)

Desde Loja, el acceso al área minera se lo realiza por vía terrestre de primer orden Loja-Machala, el tiempo de viaje es de 5 horas. Al llegar a Machala, se sigue hasta el Cantón Camilo Ponce Enríquez y desde allí, se accede a la concesión minera Bella Rica, SOMINUR, a través de una vía rural de segundo orden de 17,5 km de longitud, con un tiempo de viaje aproximado de 45 minutos. (Ver Figura 3)



**Figura 3.** Ruta de acceso

**Nota.** Tomado de Google Maps (2024)

### 6.2.3. Geología Regional

De acuerdo a la carta geológica de Machala escala 1:100000, el área de investigación se emplaza mayormente por la Unidad Pallatanga misma que está conformada por basaltos,



gabros, sedimentos de chert y rocas corneanas y limitada por fallas a lo largo de las estribaciones occidentales de la Cordillera Occidental, abarca los sectores Bella Rica-Tenguelillo, San Juan de Naranjillas, Recinto Guadalupe, Campos mineros Muyuyacu y San Salvador, así mismo, el Grupo Saraguro abarca una variedad de rocas volcánicas como tobas andesíticas, dacíticas y riolíticas. En el contexto regional, el área minera está compuesta por las siguientes formaciones (Ver anexo 2):

#### **Llanuras Aluviales (Q La).**

Se propagan a lo largo de los cambios de elevación desde las fronteras de la cordillera hasta la costa, bajo los depósitos que se acumulan en las laderas y cubriendo la superficie de la llanura costera. Las terrazas, compuestas por diversos materiales como bloques, gravilla, lodo y arena, son de extensión limitada. Tales depósitos pueden tener espesores que varían ampliamente, llegando a alcanzar cientos de metros de grosor, según la topografía del terreno subyacente (IIGE, 2017).

#### **Abanicos Aluviales (Q Aa).**

Generados en las laderas inmediatas de la cordillera, estos abanicos fluviales se caracterizan por tener radios que varían desde algunos cientos de metros hasta varios kilómetros. Los más importantes son aquellos de los ríos Tenguel, Bonito y Chaguana. La composición de los depósitos es variada con guijarros de diferentes tipos rodeados por una matriz de arena, limo y arcilla. Los pueblos de Shumiral, Santa Marta y San Miguel de Brasil se asientan sobre estos depósitos (IIGE, 2017).

#### **Depósitos Coluviales (Q C).**

Estos depósitos están formados por fragmentos angulosos a subangulosos de tamaño variable, que incluyen bloques, gravas, arenas y limos. Se localizan en las falsas de las montañas a lo largo del río Jubones y en las cuencas interiores del levantamiento Narihuiña. La compactación ha preservado un gran coluvión en forma de abanico de aproximadamente 25 km cuadrados de superficie, al norte del río Jubones. Están compuestos principalmente por cantos rodados subangulares y semiredondeados de lavas poligenéticas, como basaltos meteorizados y fragmentos de riolita. Además, contienen sedimentos como lutitas y calizas negras, todo en una matriz de arena, limo y arcilla (IIGE, 2017).

#### **Grupo Saraguro (EMS).**

Esta formación se extiende por el centro-este, desde el norte de la hoja geológica hasta el río Jubones al sur, reposando de manera discordante sobre rocas levantadas del Cretácico superior. En áreas de mayor acumulación, su espesor puede alcanzar hasta 3,000 m. Dentro de la zona de interés se identifican las Formaciones: Las Trancas, La Fortuna y Jubones. Estas

formaciones comprenden una variedad de rocas volcánicas como tobas andesíticas, dacíticas y riolíticas, caracterizadas por su contenido de plagioclasa, anfíbol, augita, feldespato, cuarzo y vidrio volcánico, además de minerales como sulfuros diseminados. También se observan tobas brechosas en afloramientos masivos, con alteración hidrotermal moderada. Además, incluyen material volcanosedimentario y cuerpos subvolcánicos de composición riolítica, dacítica y andesítica (IIGE, 2017).

#### **Formación Las Trancas (ES t).**

Extendiéndose hacia el oeste, este depósito emerge en la cuenca alta del río Margarita y la cuenca media del río Pagua. Está compuesto por tobas pilíticas andesíticas y dacíticas, brechas tobáceas, conglomerados con predominio de clastos metamórficos, así como areniscas y lutitas rojas. Esta unidad se caracteriza por una sedimentación predominante con estratificación en dirección noroeste-sureste. Se encuentra discordantemente sobre la Formación Yunguilla y está por debajo de los volcanes del Grupo Saraguro. La posición general hacia la base del Grupo Saraguro, hace que se le asigne edad Eocenotardío (IIGE, 2017).

#### **Formación Yunguilla (KY)**

Esta formación se encuentra en la zona del río Jubones, presentándose como una franja alargada con orientación este-oeste, en ambas orillas del río Muyuyacu y en la falla del río Margarita. Incluye una variedad de rocas como limolitas, lutitas y areniscas de color gris oscuro. Las areniscas muestran cuarzo deformado y trazas de muscovita detrítica, sugiriendo una posible fuente metamórfica. Al sur de la región, se presenta como una secuencia de calizas negras, lutitas, limolitas y areniscas, todas altamente oxidadas, plegadas y fracturadas debido a la actividad de la falla Jubones. Su edad Maastrichtiense se ha determinado mediante correlaciones bioestratigráficas y estudios paleontológicos de foraminíferos, corroborados por la presencia de estos y bivalvos en las turbiditas calcáreas (IIGE, 2017).

#### **Unidad Pallatanga (K Pa).**

Emerge al noroeste de la zona de estudio, abarcando áreas como Bella Rica-Tenguelillo, San Juan de Naranjillas, Muyuyacu y Narihuiña, además de aparecer como ventanas erosionadas en las orillas del río Jubones, sectores como Limón y Calayacu, incluye basaltos, gabros, sedimentos de chert y rocas corneanas. Estudios recientes indican que los basaltos de la unidad Pallatanga, corresponden al plateau oceánico, datan de aproximadamente  $88 \pm 1.6$  Ma, sugiriendo una edad del Cretácico superior (IIGE, 2017).

#### **Unidad Río Frío (K R f)**

Son pequeñas formaciones que se encuentran en el borde de los basaltos de la unidad Pallatanga al sur de Shumiral. Están compuestos principalmente por serpentinitas, producto de la uralitización de rocas basálticas y gabros, posiblemente expuestas por un sistema de fallas con orientación noroeste-sureste. Se interpreta que esta unidad forma parte de la raíz del basamento oceánico. Dataciones radiométricas mediante el método Sm/Nd, sugieren una edad de aproximadamente  $123 \pm 13$ Ma, para el gabro de la unidad San Juan que se interpretó como la base ultramáfica de los basaltos MORB de Pallatanga. Según estos estudios, la edad estimada para esta unidad abarca desde el Cretácico inferior hasta el Cretácico superior (IIGE, 2017).

La Figura 4 muestra las formaciones geológicas que se encuentran dentro de la zona de estudio.

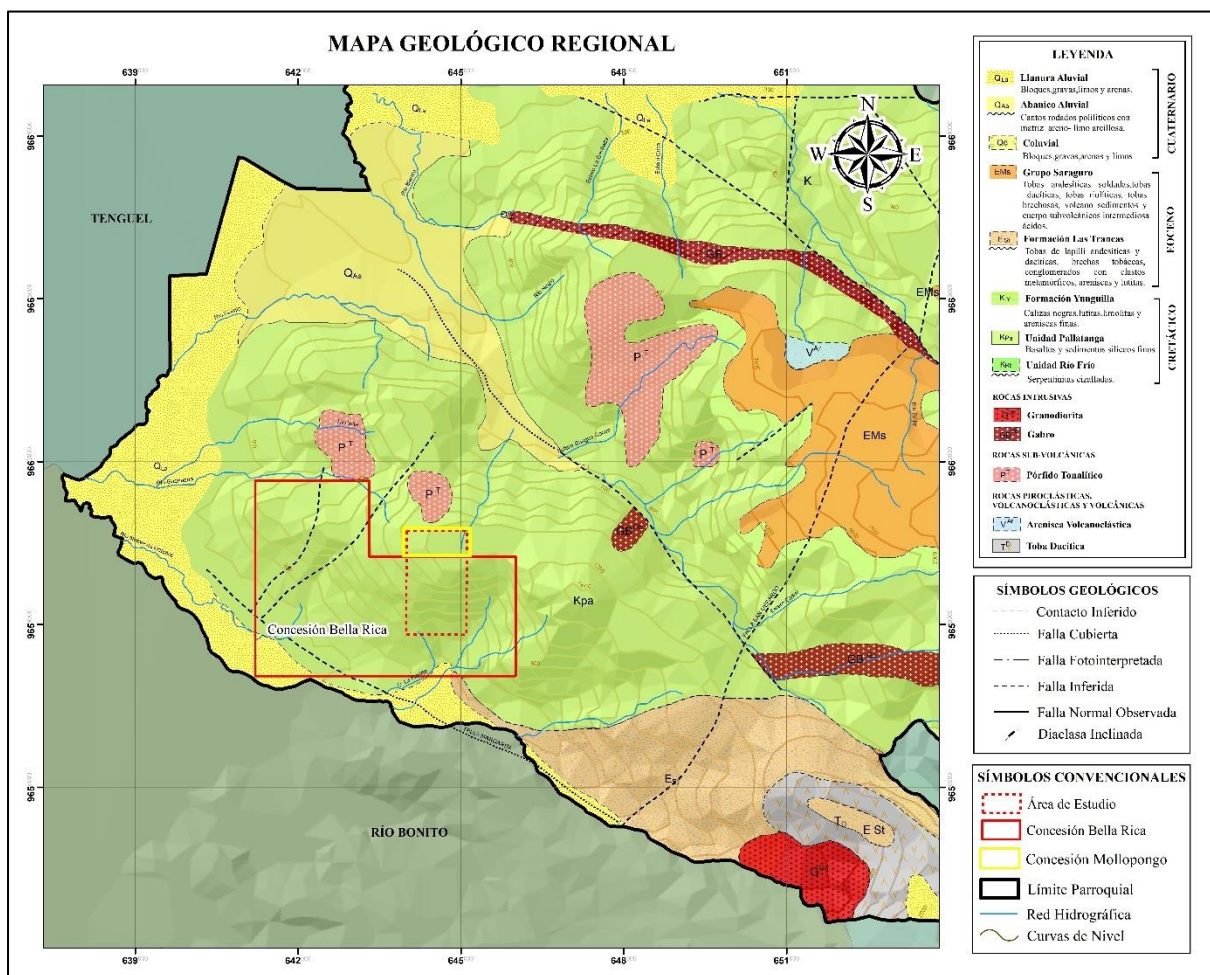


Figura 4. Geología Regional geológico

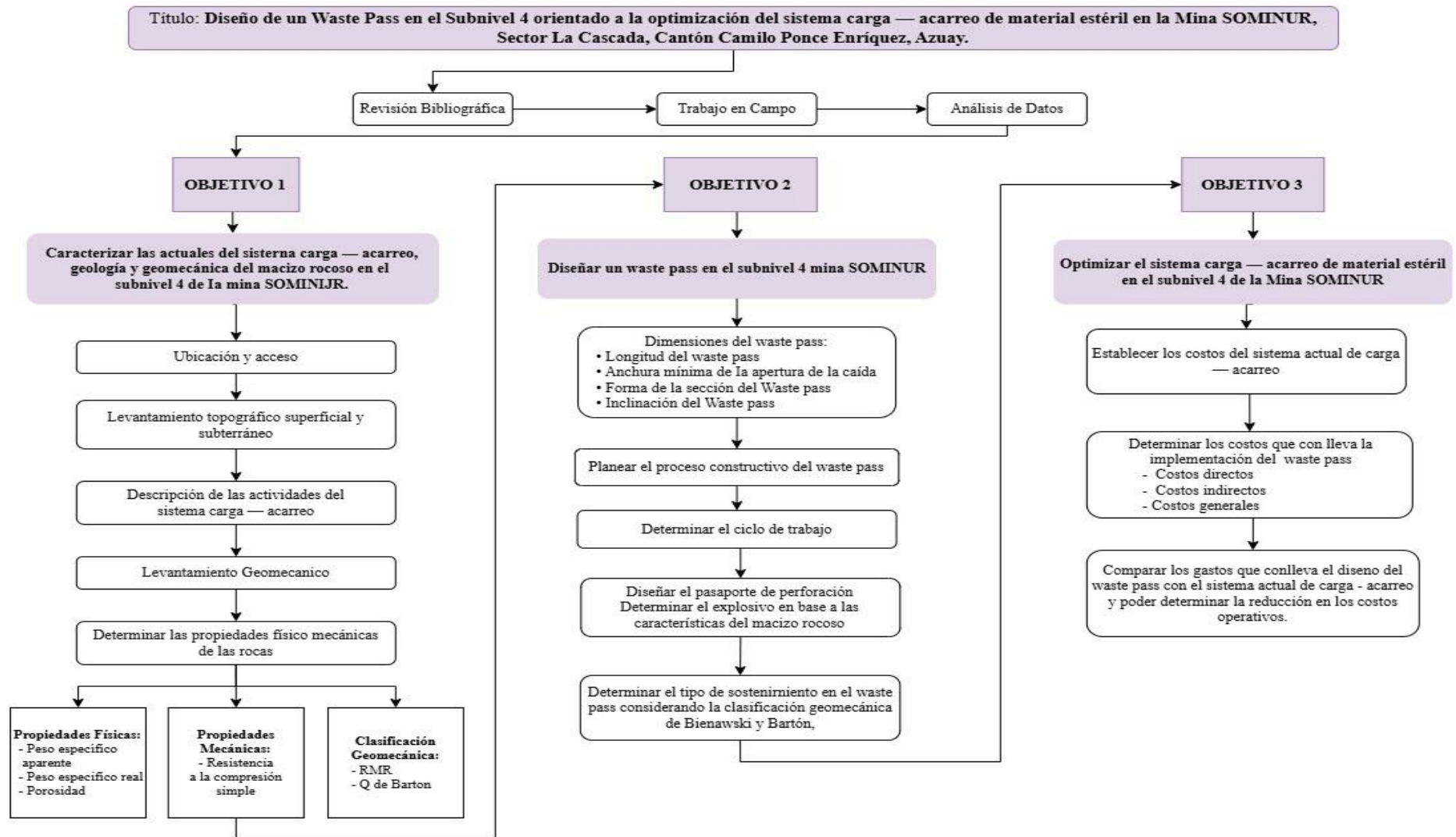
### 5.13. Metodología

Para cumplir los objetivos establecidos, se ha estructurado la metodología en tres fases distintas.

**Fase de Campo:** En esta primera fase se identificó y delimito del área de estudio, además de realizar la descripción de los afloramientos encontrados en la zona y la toma de muestras para posteriormente realizar los respectivos ensayos en laboratorio, así mismo se llevó a cabo el levantamiento topográfico subterráneo y geológico – estructural con el fin de obtener información del macizo rocoso y de la litología presente en los subniveles de interés. También se recopiló información relevante, incluyendo actividades que realiza la mina.

**Fase de Laboratorio:** Comprende la evaluación de las características físico-mecánicas de las rocas, los ensayos realizados fueron: el peso específico aparente, peso específico real, la porosidad, y la resistencia a la compresión simple. Estos ensayos fueron realizados en el laboratorio de la carrera.

**Fase de Oficina:** Se elaboraron mapas topográficos, geológicos y estructurales. En esta fase también se utilizaron todos los datos recolectados en el campo y los resultados de los ensayos de laboratorio para realizar los cálculos necesarios referente al diseño del waste pass, incluyendo su sección y dimensiones óptimas, además de realizar el pasaporte de perforación y voladura. Así mismo, se planificó el ciclo de laboreo, se evaluaron los costos por metro de avance y se realizó una correlación de los costos asociados a la ruta de carga – acarreo actual con la propuesta, con el fin de determinar la reducción de tiempo, distancia y costos. Finalmente se culminó con la elaboración del informe final del trabajo de integración curricular, que interpretó todos los resultados obtenidos en el campo y laboratorio, generando las conclusiones y recomendaciones pertinentes.



**Figura 5.** Diagrama de la metodología para el desarrollo del proyecto.

#### **6.2.4. Metodología para el primer objetivo:**

**Caracterizar las actividades actuales del sistema carga - acarreo, geología y geomecánica del macizo rocoso en el subnivel 4 de la mina SOMINUR.**

##### **6.2.4.1. Levantamiento topográfico superficial y subterráneo:**

La topografía en superficie del área de interés se obtuvo a través de modelos de elevación digital (DEM) derivados de datos proporcionados por el satélite ALOS PALSAR, para lo cual primero, fue necesario registrar una cuenta a través del navegador web para acceder a la información de ALOS PALSAR. Después de registrarse, se ajustaron los filtros de búsqueda para obtener datos de alta resolución y se seleccionó la fecha más reciente disponible. Se delimitó el área de estudio mediante un polígono con las coordenadas correspondientes y se descargó el archivo comprimido (tipo zip) que contiene DEM cuya resolución espacial es de 12.5 metros. Luego, se extrajo el archivo en una carpeta específica. En ArcGIS, se cargó el DEM obtenido y se generaron las curvas de nivel utilizando las herramientas de análisis espacial. A partir de las curvas generadas, se creó un mapa topográfico en superficie de la zona de estudio a escala 1: 20 000.

La topografía interior mina se realizó utilizando una cinta métrica y brújula para medir el azimut, ancho, alto, largo e inclinación de las galerías de estudio. Los datos fueron registrados en un formulario de campo denominado “Levantamiento Topográfico” (ver Anexo 16). Posteriormente, procesados en oficina y exportados a AutoCAD para la creación del mapa final a escala 1: 3500, empleando como sistema de referencia el Datum UTM/PSAD 56.

##### **6.2.4.2. Descripción de las actividades actuales del sistema carga - acarreo:**

Se realizó una descripción de las actividades actuales del sistema carga - acarreo, con el objetivo de recopilar información pertinente. Como primero se describió de manera visual el campo minero; se utilizó la Ficha de descripción de las actividades actuales (ver Anexo 17).

##### **6.2.4.3. Caracterización geológica:**

La caracterización geológica del área de estudio se llevó a cabo mediante la identificación de afloramientos tanto superficiales como subterráneos con el fin de crear un mapa geológico de la zona minera SOMINUR.

En superficie, se realizó el levantamiento de 3 afloramientos naturales y 1 artificial, el registro de la información se llevó a cabo mediante fichas de campo (Ver anexo 24), en cada uno de los afloramientos se recuperó una muestra de mano para realizar un análisis

macroscópico e identificar la composición mineralógica y tipo de roca, con el fin de elaborar un mapa escala 1:7000, se corroboró la información geológica de la hoja Machala.



**Figura 6.** Caracterización geológica

En subterráneo, a lo largo del subnivel 4 y subnivel 5, se llevó a cabo un levantamiento geológico-estructural en la zona donde se pretende implementar el waste pass el cual comprende una longitud de 100 metros en cada subnivel, se utilizó brújula, cinta métrica y se identificó los cambios litológicos, fracturamiento y zonas de variabilidad del macizo rocoso, además se llevó muestras para realizar un análisis petrológico y determinar el tipo de roca y los minerales que lo contiene (Ver anexo 26).



**Figura 7.** Levantamiento geológico en subterráneo

#### **6.2.4.4. Análisis petrográfico**

El análisis petrográfico de las muestras recogidas en campo se llevó a cabo en el laboratorio utilizando las fichas del Anexo 26. Se realizaron observaciones macroscópicas para determinar la composición, color, estructura y textura de las rocas. Esto se hizo con el fin de corroborar la información obtenida en el campo. Se utilizaron herramientas como una lupa, un microscopio, un rayador geológico, ácido clorhídrico al 10%, el diagrama de estimación visual de porcentajes de minerales y el diagrama de Streckeisen o diagrama QAPF para rocas ígneas

extrusivas del Anexo 27. Una vez recopilados los datos tanto en el campo como en el laboratorio, se procedió a su procesamiento e interpretación.



**Figura 8.** Levantamiento geológico en subterráneo

#### **6.2.4.5. Determinación de las propiedades físico mecánicas de las rocas**

Para determinar las propiedades físicas y mecánicas de las rocas, se recolectaron dos muestras tanto en el subnivel 4 como en el subnivel 5. Estas muestras fueron analizadas en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la carrera de Ingeniería en Minas de la Universidad Nacional de Loja.

- **Propiedades físicas:**

***Peso específico aparente (Norma INEN 857:2010):*** Para determinar el peso específico aparente se tomó un fragmento de la muestra y se pesó en una balanza analítica, posteriormente, se sumergió la muestra en agua durante 24 horas en un recipiente, después de este periodo la muestra se retiró y se secó superficialmente con un paño sin perder fragmentos, y se pesó en la balanza, luego de ello se suspendió la muestra en un recipiente con agua usando un hilo y se pesó para obtener el peso sumergido, finalmente se secó la muestra a 105°C, se dejó enfriar y luego se pesó para obtener el peso seco. Se utilizó la tabla 3 para registrar los valores obtenidos.



En la Figura 9 se muestra el proceso para determinar el peso específico aparente



**Figura 9.** Proceso para determinar el peso específico aparente

**Tabla 3.**Tabla de seguimiento para el cálculo de peso aparente

<b>Peso Aparente</b>				
<i>COD</i>	<i>W. saturado</i>	<i>W. sumergido</i>	<i>W. seco</i>	<i>W. aparente</i>
M-00				
M-00				

**Nota:** parámetros para el cálculo de peso específico. (La autora, 2024)

Una vez obtenidos todos los parámetros, se calculó el peso aparente por medio se la siguiente expresión:

$$p_a = \frac{W_{seco}}{W_{saturado} - W_{sumergido}} * p_w$$

Donde:

*Wseco*: Peso seco de la muestra luego de haber pasado por el horno

*Wsaturoado*: Peso saturado

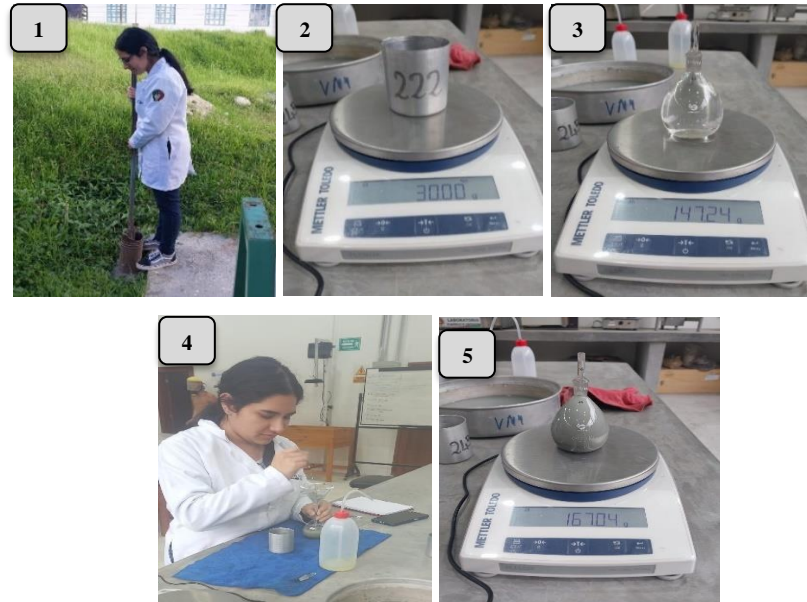
*Wsumergido*: Peso sumergido

$\rho_w$ : Peso específico del agua; se consideró la temperatura ambiente de 18° C equivalente a 0.9986 gr/cm<sup>3</sup>

**Peso específico real (Norma INEN 572 1981 – 01):** Se trituro la muestra hasta alcanzar un tamaño de 75  $\mu m$ , para luego ser pasada por el tamiz #200. Se pesó el picnómetro lleno con agua y se tomó una fracción de 30 g de la muestra triturada y seca, la cual se pesó en la balanza. Se mezcló la muestra con agua dentro del picnómetro y se agito ligeramente para evitar que la

muestra se adhiera a las paredes, finalmente se utilizó la bomba de vacío para eliminar las burbujas de aire que puedan afectar las mediciones. Se utilizó como base la tabla 4 para registrar los parámetros necesarios para calcular el peso específico.

La Figura 10 muestra el proceso para determinar el peso específico real.



**Figura 10.** Proceso para determinar el peso específico real

**Tabla 4.** Tabla de seguimiento para el cálculo de peso específico

<b>Peso Específico</b>				
<i>COD</i>	<i>W. pulverizado</i>	<i>W. recip. Lleno H<sub>2</sub>O</i>	<i>W. agregado + H<sub>2</sub>O</i>	<i>Peso Especifico</i>
<i>M-00</i>				
<i>M-00</i>				
<b>Observaciones:</b> Ensayo realizado por el método del picnómetro.				

**Nota:** parámetros para la obtención de peso específico (La autora, 2024).

Con el líquido en reposo, se midió el volumen nuevamente. Se aplicó la siguiente expresión para obtener el peso específico real.

$$p_r = \frac{W_{p\text{ulverizada}}}{W_2 - W_{p\text{ulverizada}} - W_1} \times p_w$$

Donde:

$W_2$  = Peso del picnómetro + agua [gr/cm<sup>3</sup>]

$W_1$  = Peso del picnómetro + agua + muestra pulverizada [gr/cm<sup>3</sup>]

**Porosidad:** Para calcular el porcentaje de porosidad, se utilizó los pesos aparentes y reales obtenidos en los pasos anteriores. Se aplicó la siguiente fórmula:

$$n = \left(1 - \frac{\rho_a}{\rho_r}\right) \times 100$$

Donde:

$\rho_a$ : Peso aparente [gr/cm<sup>3</sup>]

$\rho_r$ : Peso real [gr/cm<sup>3</sup>]

**Propiedades mecánicas:**

**Resistencias a la compresión simple:** Para determinar la resistencia a la compresión simple, se recogió 3 muestras por cada subnivel las cuales fue necesario darles forma cúbica, que según la norma UNE – EN 1926:2007 las dimensiones deben ser de 5x5x5 cm, seguido a ello se realizó el siguiente procedimiento: El testigo se introdujo dentro de la prensa hidráulica teniendo en cuenta las diferentes propiedades del material en distintas direcciones. La carga se aplica de tal forma que la muestra se rompe en un tiempo comprendido entre 5 y 10 minutos. La velocidad de aplicación de la carga se mantendrá entre 0,5 y 1,0 MPa/s. Después de esto, se registró la forma de la rotura y se tomó una fotografía. Por último, se comprobó mediante la siguiente expresión:

$$\sigma_c = \frac{F_c}{A} * 1000 \text{ (MPa)}$$

Donde

F<sub>c</sub>: Fuerza de compresión aplicada (kN)

A: Área o sección del cubo (mm<sup>2</sup>)

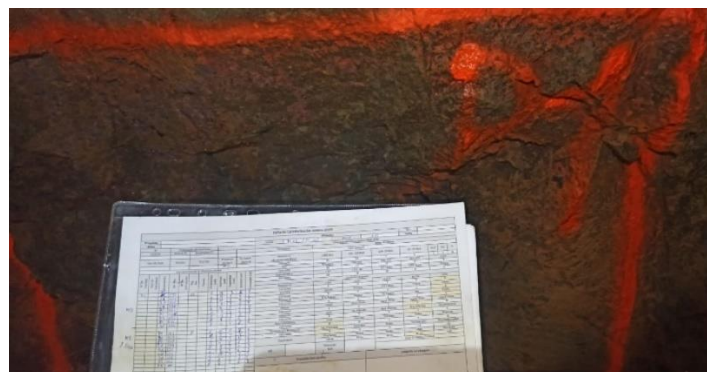
La Figura 11 muestra el proceso para determinar la resistencia a la compresión simple.



**Figura 11.** Proceso para realizar el ensayo de compresión

#### 6.2.4.6. Clasificación geomecánica:

Se llevo a cabo un levantamiento interior mina de la información geomecánica mediante el método de las ventanas tanto en el subnivel 4 como del subnivel 5, en cada subnivel se registró 7 ventanas espaciadas a una distancia de 15 y 20 metros, para el registro de datos estructurales se emplearon las matrices de Mapeo Geomecánico RMR y Q de Barton (Anexo 21).



**Figura 12.** Clasificación geomecánica por el método de las ventanas

**RQD:** Se obtuvo como parámetro para el RMR y el Q de Barton (Palmström, 1982). Para determinar el volumen de la muestra se empleó el conteo volumétrico y utilizaremos la fórmula descrita por Palmström en 1982.

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

$J_v$ : Número total de discontinuidades por metro cúbico y es igual a:

$$J_v = N^{\circ} \text{ grietas } m^2 \times k$$

**Tabla 5.** Índice de calidad de roca: RQD

RQD (%)	Calidad de la roca	Clase
< 25	Muy pobre	V
25 a 50	Pobre	IV
50 a 75	Regular	III
75 a 90	Buena	II
90 a 100	Excelente	I

**Nota.** Tomado de Deere (1988), como se citó en Gavilanes y Andrade (2004, p. 69)

**RMR de Bieniawski:** Para determinar el índice RMR se utilizó seis parámetros para determinar la calidad del macizo rocoso (ver Anexo 22):

1. Resistencia a la compresión uniaxial del material rocoso
2. Calidad de la roca (RQD)
3. Espaciado de las discontinuidades
4. Condición de las discontinuidades
5. Condiciones del agua
6. Orientación de discontinuidades relativas a la orientación de la estructura (cimientos, túneles o taludes)

El RMR se calculó sumando las puntuaciones de seis parámetros diferentes con un rango que va de 0 a 100, donde los valores más altos indican una mejor calidad de la roca. Bieniawski ha identificado cinco clases de rocas según los valores RMR como se presenta en la Tabla 6:

**Tabla 6.** Valores del RMR de Bieniawski

RMR	Valor	Calidad
CLASE I	RMR > 81	Roca muy buena
CLASE II	80 < RMR < 61	Roca buena
CLASE III	60 < RMR < 41	Roca media
CLASE IV	40 < RMR < 21	Roca mala
CLASE V	RMR < 20	Roca muy mala

**Nota.** Tomado de Bieniawski (1989, como se citó en González de Vallejo et al., 2002).

**Q de Barton:** Para evaluar la calidad del macizo rocoso según el índice de clasificación de Barton se usó la correlación  $RMR_{89}$  y la Q de Barton, utilizando la siguiente fórmula:

$$RMR_{89} = 9LnQ + 44$$

Al despejar la fórmula para su aplicación queda expresada de la siguiente manera:

$$Q = e^{\frac{RMR_{89} - 44}{9}}$$

Donde:

Q: Valor que evalúa la calidad del macizo rocoso con un rango de 0,001 a 1000

Una vez calculado el índice Q de Barton, se determinó la clasificación geomecánica del macizo rocoso en cada estación utilizando la Tabla 7:

**Tabla 7.** Valores del Q de Barton

Calidad	Rango
Roca excepcionalmente mala	0,00 y 0,01
Roca extremadamente mala	0,01 y 0,1
Roca muy mala	0,1 y 1
Roca mala	1 y 4
Roca media	4 y 10
Roca buena	10 y 40
Roca muy buena	40 y 100
Roca extremadamente buena	100 y 400
Roca excepcionalmente buena	400 y 1.000

Nota. Tomado de Barton et al. (1974, como se citó en González de Vallejo et al., 2002).

El análisis de la calidad del macizo rocoso en cada bloque nos permitió determinar qué parámetro tiene mayor o menor influencia en la calidad del macizo rocoso, así como en la calidad general de la roca y las zonas que requieren mayor atención o medidas de fortificación.

**GSI:** El valor del GSI se determinó mediante dos métodos. El primero consistió en una evaluación directa en campo durante la caracterización geomecánica, utilizando el Anexo 29. El segundo método consistió en calcular el GSI a partir de su relación con el  $RMR_{89}$ , utilizando la siguiente ecuación:

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

### 6.2.5. Metodología para el segundo objetivo:

#### Diseñar un waste pass en el subnivel 4 de la mina SOMINUR

Una vez determinado las propiedades físico-mecánicas de la roca y habiendo realizado el levantamiento topográfico y geológico, se determinó las dimensiones del waste pass y la definición del ciclo de trabajo, esto se lo realizó en función de la cantidad que se genere de material estéril.

##### 6.2.5.1. Cantidad de material estéril a desalojarse

Dado que el frente de explotación tiene un ancho de 2.50 m y la veta tiene un ancho de 0.40 m, se espera una gran cantidad de material estéril que será extraído junto con el mineral. Por lo tanto, es necesario calcular la cantidad de material estéril que deberá ser removido.

- **Cantidad de material estéril a desalojarse**

Volumen de material estéril en el bloque es igual a:

$$V_{est} = V_{blq} - V_{min}$$

**Donde:**

$V_{blq}$ : Volumen total del bloque; (m<sup>3</sup>)

$V_{min}$ : Volumen de mineral; (m<sup>3</sup>)

$L_{blq}$ : Longitud del bloque; (m)

$H_{blq}$ : Altura del bloque; (m)

$P_{blq}$ : Potencia del bloque; (m)

Para el cálculo de volumen del material después de ser arrancado, para lo cual se emplea el coeficiente de esponjamiento K.

$$K = \frac{V_o}{V_m}$$

$V_o$  = Volumen Extraído

$V_m$  = Volumen in Situ

- **Ubicación del material estéril**

Según la literatura técnica, la ubicación de la roca estéril varía en función de la potencia del yacimiento, presentándose tres escenarios posibles:

- La roca estéril llena completamente el espacio excavado.
- La cantidad de roca estéril extraída no es suficiente para llenar el espacio excavado.
- La cantidad de roca estéril extraída es excesiva para llenar el espacio excavado.

Para evaluar si el material estéril es adecuado para rellenar los bloques de explotación, es necesario primero calcular el volumen del bloque que se desea rellenar.

$$V_{rell} = V_{blq} - V_{ch}$$

Donde:

$V_{ch}$ : Volumen que ocupa la chimenea; (m<sup>3</sup>)

$S_{ch}$ : Sección de la chimenea; (m<sup>2</sup>)

#### 6.2.5.2. Diseño del waste pass

Para el diseño del waste pass por el método convencional se requiere de los siguientes parámetros:

- Sección
- Longitud
- Tipo de Roca
- Buzamiento y/o inclinación deseada.
- Dirección

##### *Sección*

Para determinar la sección del waste pass se utilizó el método empírico checoslovaco (convencional), el cual presenta las siguientes formulas (Herrera, 2019):

- Sección cuadrada de lado L:

$$L = 4.6 \sqrt{d^2 k}$$

- Sección rectangular de lado mayor W:

$$W = 4.6 \sqrt{d^2 k}$$

- Sección Circular de diámetro D:

$$D = 5.2 \sqrt{d^2 k}$$

**Dónde**



d = Mayor dimensión del tamaño máximo en el conducto (m)

k = Constante que depende del contenido de finos en el material excavado (Ver tabla 8)

**Tabla 8.**Contenido de finos

Contenido de finos	Valor de k
0%	0.6
5%	1.0
10%	1.4

Nota. (Herrera, 2019).

Se consideran finos todos aquellos materiales menores de 200 mallas.

Las secciones máximas de trabajo recomendables con excavación o sección completa son (Salinas, 1998):

- En sección circular  $\varnothing = 2,5 \text{ m.}$ ,  $S = 4,90 \text{ m}^2$
- En sección cuadrada  $S = 6,25 \text{ m}^2$

### **Longitud**

El Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el Ámbito Minero (Directorio de la Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales No Renovables, 2020) establece las siguientes normas para la longitud de las chimeneas:

- Chimeneas con sistema convencional (plataformas): Longitud máxima: 50 metros
- Para pendientes menores, se permite un mayor desarrollo según la siguiente Tabla 9:

**Tabla 9.** Longitud de chimeneas

Inclinación en Grados	Desarrollo inclinado máximo (m)	Alturas máximas (m)
80	65	64
70	80	75
60	97	84
50	116	90

Nota. (Directorio de la Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales No Renovables, 2020)

### ***Tipo de Roca***

Con el objetivo de identificar el tipo de roca y los minerales presentes, se llevó a cabo un análisis petrográfico de las muestras.

### ***Buzamiento y/o inclinación deseada.***

La inclinación del waste pass está determinada por las características del material, la geometría del buzón y la tasa de flujo de material.

- *Inclinación mínima:* Una inclinación mínima de  $45^\circ$  es generalmente recomendada para materiales granulares.
- *Inclinación mayor:* Para materiales cohesivos o húmedos, puede ser necesaria una inclinación mayor a  $45^\circ$ .

### ***Dirección***

La dirección del waste pass fue determinado en oficina considerando la topografía del interior mina.

#### **6.2.5.3. Diseño de la Parrilla**

Para dimensionar una parrilla debemos considerar los siguientes aspectos:

- *Distancia entre barros:* Se obtiene tomando como base el diámetro (d) del trozo de roca más grande máxima "d". Esta distancia puede ser 0.8 a 0.9 veces d.
- *Dimensiones de la parrilla:* El diseño de una parrilla implica determinar los siguientes aspectos: altura del conducto de la parrilla (h), la longitud de la parrilla inclinada (l), la longitud de la parrilla horizontal (s) y el ángulo de inclinación (A). Puede utilizar un valor inicial para A de 25 grados, h entre 0.5 y 2 metros, y luego ajustar l y s para refinar el diseño.

#### **6.2.5.4. Diseño del Buzón**

Para el diseño del buzón se consideró ciertas variables las cuales se describen a continuación (Villarreal, 2018, p. 42):

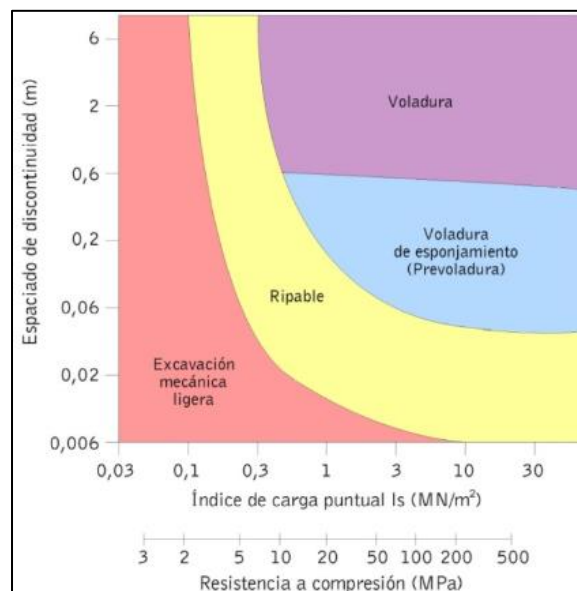
- *Ángulo de cambio de dirección:* Para un flujo óptimo del material, es crucial minimizar el ángulo de cambio de dirección en la conducción. Se recomienda un ángulo ideal entre  $30^\circ$  y  $45^\circ$ .
- *Altura del conducto:* Se debe ajustar la altura del conducto para que el equipo de transporte quede bien cargado y distribuido uniformemente.

- *Angulo del piso:* El ángulo del piso ( $\alpha$ ) debe ser mayor o igual al ángulo de reposo ( $\beta$ ) del material. Si el ángulo del piso es menor que el ángulo de reposo, el material puede acumularse y generar un atasco.
- *Granulometría y condiciones del material:* Considerar las características del material, como la cantidad de material fino y grueso, humedad, mineralogía, etc.

#### 6.2.5.5. Ciclo de trabajo

En este apartado se incluye el diseño de la malla de perforación, voladura, ventilación, saneamiento, fortificación, carga, acarreo y alumbrado.

**Determinación del método de excavabilidad del macizo rocoso:** El método óptimo para la excavación del macizo rocoso se definió en función de sus propiedades geomecánicas, según la clasificación de Franklin (1971), el macizo se caracteriza por su resistencia a la compresión simple y el espaciamiento entre fracturas (Ver Figura 13).



**Figura 13.** Clasificación de rocas para su excavabilidad

Nota. Franklin (1974)

**Perforación y voladura:** Se determinó la longitud, diámetro de la perforación, tipo de explosivo y la malla de perforación y voladura. Como base para los cálculos del diseño se empleó las ecuaciones propuestas por Holmberg, (1982) y López Jimeno et al. (2003).

A continuación, en la Tabla 10 se presentan las fórmulas generales para el diseño de la malla de perforación y voladura.

**Tabla 10.** Formulas generales para la malla de perforación y voladura.

<b>Parámetro</b>	<b>Formula</b>
<b>Diámetro de barrenos</b>	$db = dc + 4; mm$ dc: Diámetro del cartucho de sustancia explosivo
<b>Longitud de perforación</b>	$Lp = 0.15 + 34D_2 - 39.4D_2^2$ D <sub>2</sub> : Diámetro del barreno vacío.
<b>Longitud de avance</b>	$X = 0.95 * L$ L= Longitud de perforación
<b>Longitud de Retacado (T)</b>	$T = 10 x \theta_1$ $\theta_1 =$ Diámetro del barreno
<b>Diámetro del barreno vacío</b>	$\varphi_2 = \varphi_1 \sqrt{n}$ n = número de barrenos
<b>Error de Perforación</b>	$E_p = (\alpha * L_{real}) + e'$ Ep: error de perforación (m). $\alpha$ : desviación angular (m/m). e': error de emboquillaje (m). Lreal: profundidad de perforación (m).
<b>Concentración de carga del explosivo</b>	$q_{explosivo} = \rho_{explosivo} * \frac{\pi * (\varnothing_{explosivo})^2}{4} * 10^{-3}$
<b>Concentración de carga del Anfo</b>	$q_{anfo} = \rho_{anfo} * \frac{\pi * (\varnothing_{anfo})^2}{4} * 10^{-3}$
<b>Consumo Especifico de Explosivo C.E</b>	$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(\frac{GSI + 15}{2})}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$ $\rho_r =$ Densidad de la roca
<b>Constante de la roca</b>	$C = 0.8784 * (C.E) + 0.0052$ (C.E) = Consumo Especifico
<b>Peso Lineal del Retacado</b>	$q_t = \rho_e * \frac{\pi * (\varnothing_e)^2}{4} * 10^{-3}$

**Diseño del cuele:** A continuación, en la Tabla 11 se muestra los cálculos necesarios para definir las secciones del cuele, considerando que para la sección 3 y 4 las fórmulas son las mismas.

**Tabla 11.** Cálculo de secciones del cuele

Cálculos	Sección 1	Sección 2
<b>Burden Teórico</b>	$B_1 = 1.7 \times D_2$	$B_2 = B_1 - E_p$
	$B_1 = 0.088 \sqrt{\frac{Sc_1 * q_0 * PRP_{Anfo}}{\phi_1 * C}}$	
<b>Burden Práctico</b>	$PRP_{Anfo}$ = Potencia relativa del Anfo $q_0$ = Densidad de Carga	$B_{práct} = B_2 - E_p$
<b>Lado de la sección</b>	$Sc_1 = B_p \times \sqrt{2}$	$Sc_2 = B_{prac} + \left(\frac{Ah'}{2}\right) \sqrt{2}$ $Ah'$ : ancho generado del cuadrante anterior.
<b>Número de Cartuchos</b>	$N_{ccf} = \frac{Lcf}{Lcartucho}$ $Lcf$ = Longitud de carga de fondo	$N_{ccf} = \frac{Lcc}{Lcartucho}$ $Lcf$ = Longitud de carga de columna

En la Tabla 11 se encuentran las ecuaciones necesarias para calcular cada parámetro en los hastiales, zapatera y corona. Antes de realizar los cálculos, es importante ajustar la constante C.

$$B \leq 0.6 * Lreal$$

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

**Diseño de Zapateras, Hastiales, Corona y Destroza:** El cálculo del burden, espaciamiento y número de barrenos de las demás secciones de excavación se realizó con las fórmulas presentadas en las Tablas 12, 13, 14 y 15.

**Tabla 12.** Fórmulas para el cálculo de la zapatera

Zapatera	
Parámetro	Cálculos
<b>Burden Teórico</b>	$B_z = 0,9 \sqrt{\frac{q1 * PRPanfo}{c * f * \left(\frac{s}{b}\right)}}$
<b>Burden Práctico</b>	$B_{zp} = B_{teor} - H \sin(\alpha) - Ep$
<b>Numero de barrenos Zapatera</b>	$NT_z = \frac{AT + 2L \sin(\alpha)}{B_z * \frac{s}{b}} + 2$

<i>Espaciamiento</i>	$E_z = \frac{AT + 2L * Sen3}{N_{T2} - 1}$
<i>Número de cartuchos</i>	$N_{ccf} = \frac{Lcf}{Lcartucho}$
<i>Número de cartuchos</i>	$N_{ccc} = \frac{Lcc}{Lcartucho}$

**Tabla 13.** Fórmulas para el cálculo de los Hastiales

<b>Hastiales</b>	
<b>Parámetro</b>	<b>Cálculos</b>
<i>Burden Teórico</i>	$B_H = 0,9 \sqrt{\frac{q1 * PRPanfo}{c * f * \left(\frac{S}{b}\right)}}$
<i>Burden Práctico</i>	$B_{Hp} = B_{teor} - H \sin(\alpha) - Ep$
<i>Numero de barrenos Hastiales</i>	$NT_H = \frac{h_{disp}}{\frac{S}{b}} + 2$
<i>Espaciamiento</i>	$E_H = 0.3345 * h_{disp}$
<i>Número de cartuchos</i>	$N_{ccf} = \frac{Lcf}{Lcartucho}$
<i>Número de cartuchos</i>	$N_{ccc} = \frac{Lcc}{Lcartucho}$

**Tabla 14.** Fórmulas para el cálculo de la Corona

<b>Corona</b>	
<b>Parámetro</b>	<b>Cálculos</b>
<i>Burden Teórico</i>	$B_C = 0,9 \sqrt{\frac{q1 * PRPanfo}{c * f * \left(\frac{S}{b}\right)}}$
<i>Burden Práctico</i>	$B_{pc} = 0.51 * (0.64 * (HT - Ah_2))$
<i>Numero de barrenos Corona</i>	$NTc = \frac{0.6533 * AT}{\frac{S}{B}} + 2$
<i>Espaciamiento</i>	$Sac = 0.3333 * (0.6533 * AT)$

*Número de cartuchos*

$$N_{ccf} = \frac{Lcf}{Lcartucho}$$

*Número de cartuchos*

$$N_{ccf} = \frac{Lcc}{Lcartucho}$$

**Tabla 15.** Fórmulas para el cálculo de la Destroza

<b>Destroza</b>	
<b>Parámetro</b>	<b>Cálculos</b>
<i>Espaciamiento</i>	$E = 15 D_1$
<i>Burden Teórico</i>	$B = \frac{E}{S/B}$
<i>Burden Práctico</i>	$B_{DP} = B_{teor} - L \times sen\alpha - Ep$
<i>Número de barrenos</i>	$NT_D = \frac{Adisponible}{B_{teor} * S/B}$
<i>Número de cartuchos</i>	$N_{ccf} = \frac{Lcf}{Lcartucho}$
<i>Número de cartuchos</i>	$N_{ccf} = \frac{Lcc}{Lcartucho}$

En la Tabla 16, se muestran los factores de fijación y constantes.

**Tabla 16.** Constantes y valores de fijación

<b>Constantes y Valores de Fijación</b>		
<b>Dirección de salida de los taladros</b>	<b>Factor de Fijación (f)</b>	<b>Relación (S/B)</b>
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para taladros de corona	-	0.8
Para taladros de piso	-	1

Nota. Tomado de Holmberg y manual de voladura ENAEX

En la Tabla 17 se presenta las ecuaciones para el cálculo de cargas correspondiente a todas las secciones del pasaporte de perforación y voladura.

**Tabla 17.** Ecuaciones para el cálculo de cargas

<b>Cuele</b>	<b>Hastiales</b>	<b>Zapatera</b>	<b>Corona</b>	<b>Destroza</b>
<i>Longitud carga de columna</i>	<i>Longitud carga de columna</i>	<i>Longitud carga de columna</i>	<i>Longitud carga de columna</i>	<i>Longitud carga de columna</i>
$L_{cc}$	$L_{cc}$	$L_{cc}$	$L_{cc}$	$L_{cc}$
$= H - (L_{cf} + T)$	$= H - (L_{cf} + T)$	$= H - (L_{cf} + T)$	$= H - (L_{cf} + T)$	$= H - (L_{cf} + T)$
<i>Longitud carga de fondo</i>	<i>Longitud carga de fondo</i>	<i>Longitud carga de fondo</i>	<i>Longitud carga de fondo</i>	<i>Longitud carga de fondo</i>
$L_{cf} = \frac{H}{3}$	$L_{cf} = \frac{H}{6}$	$L_{cf} = \frac{H}{3}$	$L_{cf} = \frac{H}{6}$	$L_{cf} = \frac{H}{3}$
<i>Carga de fondo</i>	<i>Carga de fondo</i>	<i>Carga de fondo</i>	<i>Carga de fondo</i>	<i>Carga de fondo</i>
$Q_F = L_{cf} * q_1$	$Q_F = L_{cf} * q_1$	$Q_F = L_{cf} * q_1$	$Q_F = L_{cf} * q_1$	$Q_F = L_{cf} * q_1$
<i>Carga de columna</i>	<i>Carga de columna</i>	<i>Carga de columna</i>	<i>Carga de columna</i>	<i>Carga de columna</i>
$Q_C = L_{cc} * q_2$	$Q_C = L_{cc} * q_2$	$Q_C = L_{cc} * q_2$	$Q_C = L_{cc} * q_2$	$Q_C = L_{cc} * q_2$

**Retacado:** Se determinaron las cantidades en kilogramos para el retacado de cada uno de los barrenos y para el metro de avance. Las fórmulas empleadas para estos cálculos se presentan en la siguiente Tabla 18.

**Tabla 18.** Ecuaciones de Retacado

<b>Parámetro</b>	<b>Formula</b>	<b>Unidades</b>
Carga por barreno	$Q_{TB} = T * q_t$	kg
Numero de cartuchos	$N_T = \frac{T}{L_{cartucho}}$	-
Número total de cartuchos por metro de avance	$N_{TT} = N_T * N_{BC}$	-
Carga total de retacado	$Q_{TT} = Q_{TB} * N_{BC}$	kg

**Mecha lenta de Seguridad:** La determino la longitud de la mecha lenta considerando el tiempo mínimo de seguridad posterior a la iniciación de la voladura, conforme a lo establecido en el Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el Ámbito Minero (2020) y de acuerdo con el tipo de labor a ejecutar. Para ello, se calculó la longitud mínima requerida



por barreno, así como el total de metros necesarios en una voladura, empleando las siguientes fórmulas:

$$M_L = \frac{\text{tiempo de seguridad}}{V_c}$$

$$M_{LTOTAL} = M_L * N_{BC}$$

**Donde:**

$M_L$ : longitud de mecha lenta por cada barreno (m).

$V_c$ : velocidad de combustión de la mecha lenta.

$N_{BC}$ : número de barrenos cargados.

**Cálculo de las Variables Tecnológicas.** Representan la cantidad de explosivo necesaria en función del proceso de voladura, es decir, el material requerido para alcanzar un avance específico. Para estos cálculos, se emplearon las siguientes fórmulas.

**Volumen Arrancado por Voladura.**

$$V_T = A_T * L ; m^3$$

**Tonelaje Arrancado por Voladura**

$$T = \rho_a * V_T ; Tn$$

**Factor de Carga Lineal**

$$F_{cl} = \frac{Q_T}{L} ; kg/m$$

**Factor de Carga**

$$FC = \frac{Q_T}{V_T} ; kg/m^3$$

**Factor de Potencia**

$$FP = \frac{Q_T}{T} ; kg/Tn$$

**Donde**

$A_T$ : Área de excavación.

L: Avance efectivo.

$\rho_a$ : Densidad de la roca

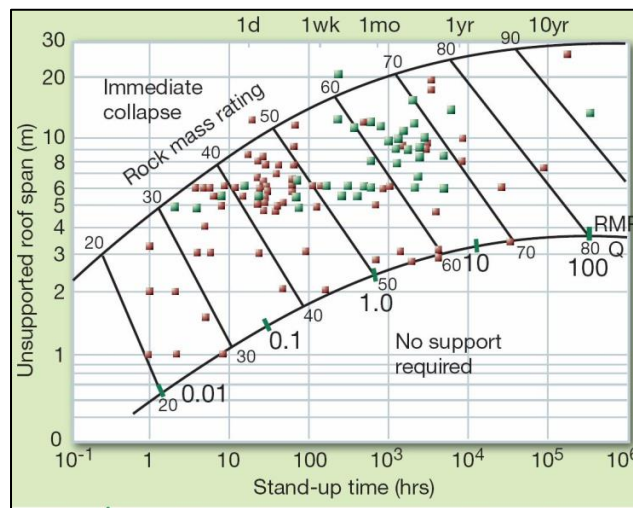
$Q_T$ : carga total de explosivos en la voladura.

$V_T$  : Volumen total

**Ventilación:** El cálculo de la ventilación se consideró para el ciclo constructivo del waste pass, el cual consta de método de ventilación, la elección del esquema de ventilación y el cálculo de la cantidad de aire que debe tener el frente (Blanco Torrens, 2000, p.57).

**Saneamiento:** Se identificó el equipo requerido para la limpieza y saneado del frente de trabajo.

**Sostenimiento:** La elección del tipo de soporte en los subniveles de estudio se basó en la clasificación geomecánica de RMR de Bienawski y Q de Barton (Ver Figura 14).



**Figura 14.** Análisis del Sostenimiento en base al RMR de Bienawski

**Nota.** Modificado de Rojas (2023).

**Carga y Acarreo:** Se obtuvo el número y modelo de vagones, la cantidad de material a acarrear y la distancia del recorrido.

**Alumbrado.** Se utilizó una iluminación focalizada, ya que solo se requiere en áreas clave como la zona de carga y descarga del waste pass.

### 6.2.6. Metodología para del Tercer objetivo:

**Optimizar el sistema carga – acarreo de material estéril en el subnivel 4 de la Mina SOMINUR, a partir del diseño del waste pass.**

Una vez determinado los tiempos y distancias del sistema carga – acarreo del subnivel 4, se determinó el costo total del sistema, para ello fue necesario determinar el rendimiento de los equipos utilizados en el presente sistema, para calcular este rendimiento, se utilizó la siguiente fórmula:

#### 6.2.6.1. Rendimiento del equipo

$$R = \frac{Q * F * f_{cv} * E}{\frac{t_f}{60} + \frac{2D}{V_m * 1000}} ; (m^3/h)$$

Donde:

Q: Capacidad del vagón;  $m^3$

$t_f$ : Tiempo fijo en ciclos

F: Factor de Carga

D: Distancia de desalojo

$V_m$ : Velocidad media km/h

E: Factor de eficiencia

$f_{cv}$ : Factor de conversión de la roca

$$f_{cv} = \frac{\text{Volumen en el macizo}}{\text{Volumen fragmentado}} = \frac{1}{K_e}$$

Para determinar los costos unitarios tanto del sistema carga - acarreo actual como del propuesto se utilizó la siguiente Tabla 19, tomando en cuenta el rendimiento obtenido anteriormente.

**Tabla 19.** Costos unitarios

Descripción	Precio Unitario (\$)	Vida Útil (Meses)	Costo Diario (\$/Día)	Costo Por Hora (\$/Hora)	Rendimiento m/h	Costo Unitario (\$/m)
<b>TOTAL</b>						

El costo total se determinó para el mes trabajado, considerando la mano de obra, la herramienta menor y el equipo de protección personal. A continuación, se presenta la Tabla 20 y Tabla 21 los parámetros para calcular los costos.

**Tabla 20.** Costo de mano de obra

<b>Cant.</b>	<b>Personal</b>	<b>Salario Real \$/Mes</b>	<b>Salario \$/Día</b>	<b>Salario \$/ H</b>	<b>Salario por Transporte</b>	<b>Alimentación</b>	<b>Costo Total (\$)</b>
<b>TOTAL</b>							

**Tabla 21.** Costo de equipo

<b>Descripción</b>	<b>Precio Unitario (\$)</b>	<b>Vida Útil (Meses)</b>	<b>Costo Diario (\$/Día)</b>	<b>Costo Por Hora (\$/Hora)</b>	<b>Rendimiento m/h</b>	<b>Costo Unitario (\$/m)</b>
<b>TOTAL</b>						

Finalmente se compararon tanto el sistema actual (Tabla 22) como el propuesto con el fin de determinar la reducción en distancia, tiempos y costos lograda con la implementación del waste pass.

**Tabla 22.** Evaluación de la ruta de carga - acarreo actual y propuesto.

<b>Evaluación de la ruta de carga - acarreo actual y propuesto</b>			
	<b>Distancia total</b>	<b>Tiempo total</b>	<b>Costo</b>
	<b>m</b>	<b>min</b>	<b>\$</b>
<b>Ruta actual</b>			
<b>Ruta Propuesta</b>			
<b>Ahorro</b>			

## 7. Resultados

### 7.1. Resultados del primer objetivo: Caracterizar las actividades actuales del sistema carga - acarreo, geología y geomecánica del macizo rocoso

#### 7.1.1. Descripción de las actividades actuales

La Sociedad Minera Nueva Rojas, SOMINUR CIA. LTDA, opera bajo el régimen de pequeña minería y emplea el sistema de explotación de corte y relleno ascendente, cuyo mineral de interés es el oro. Las coordenadas de ubicación del área minera son UTM/PSAD 56/17S: 644451; 9659049; y se encuentra a 747.86 metros sobre el nivel del mar.

##### 7.1.1.1. Ciclo de Trabajo

###### - Perforación

Para llevar a cabo el proceso de perforación, se utiliza la máquina perforadora Jack Leg YT27, con barrenos de 1.60 metros de longitud y en ocasiones donde el espacio es más reducido se utiliza barrenos de 1.20 metros y un diámetro de broca Epiroc de 32 mm, este proceso requiere de dos personas: el perforista y el ayudante los cuales realizan la perforación de taladros siguiendo el criterio del perforista o del supervisor de área, sin embargo se mantiene un patrón repetitivo, el cual consta de 4 perforaciones de alivio que se disponen en forma de cuadrado y 3 cuadros del cuele. Una vez concluida la perforación, se limpia con agua a presión para eliminar los residuos. Posteriormente, se carga con explosivos y se realiza la voladura.

###### - Voladura

El cargado de las perforaciones se efectúa manualmente. Las emulsiones empleadas son del tipo Emulsen 5000x 1 1/8" x 6", y se utilizan específicamente como carga de fondo. Para la carga de columna, se utiliza nitrato de amonio agrícola con un 34 % de nitrógeno. Finalmente, como iniciador se utiliza el fulminante N°8, que actúa como mecha lenta para transmitir la chispa al dispositivo iniciador, dando inicio a la voladura, a continuación, se describe la cantidad de explosivo utilizado en una malla de perforación estándar de la empresa (26 barrenos cargados y 4 barrenos de alivio):

- Carga de fondo: 8 cartuchos de Emulsen 5000x.
- Carga de columna: 24.3 kg de nitrato de amonio.
- Fulminante: 26 unidades
- Mecha lenta: 1.90 m de largo

Después de la voladura, los fragmentos obtenidos presentan las siguientes dimensiones: el 15 % tiene un tamaño superior a los 0.30 metros, el 75% varía entre 0.25 y 0.15 y finalmente el 10% restante corresponde a fragmentos más pequeños, con dimensiones menores a los 0.10 metros, como se muestra en la Figura 15.



**Figura 15.** Roca desprendida de la voladura.

- **Ventilación**

En el interior de la mina se utiliza ventilación aspirante. En los subniveles inferiores y durante las voladuras, la ventilación se realiza mediante redes de tuberías de aire comprimido o instalando pulmones, los cuales extraen el aire viciado hacia la superficie. Este sistema de extracción funciona con un motor eléctrico de 5 HP y utiliza una tubería de PVC de 6". Después de cada voladura, se lleva a cabo la ventilación del área afectada durante un periodo de dos horas.

- **Saneamiento.**

Se utiliza una barretilla de 1.6 metros de longitud para limpiar el frente de trabajo y prevenir la caída de rocas sueltas tras la voladura.

- **Carga y acarreo**

El sistema Carga – Acarreo del subnivel 4 se divide en 4 etapas:

*Etapas 1*

Parte en el subnivel 4, el material es cargado en un vagón con una capacidad de 1 tonelada a través de buzones. Luego, dos trabajadores cargan y transportan manualmente el vagón a una distancia de 300 metros hasta el botadero, donde el material es depositado en el buzón del winche correspondiente, como se puede observar en la Figura 16.



**Figura 16.** Primera etapa del Sistema carga – acarreo.

### *Etapa 2*

En una etapa 2 este material es cargado en el winche, el cual tiene una capacidad de 0,5 toneladas y es transportado por el mismo a una distancia de 95 metros al subnivel 3, donde el material es depositado en un buzón, como se puede observar en la Figura 17.



**Figura 17.** Segunda etapa del Sistema carga – acarreo.

### *Etapa 3*

Seguidamente en una etapa 3 el material es cargado y posteriormente acarreado con una locomotora la cual consta de 5 vagones cada uno con una capacidad de 1 tonelada, este material recorre una distancia de 110 metros hasta ser depositado en un botadero el cual está dirigido hacia el subnivel 4, como se puede observar en la Figura 18.



**Figura 18.** Tercera etapa del Sistema carga – acarreo.

#### *Etapa 4*

Finalmente, en una etapa 4 se descarga el material por buzones y es acarreado por medio de una locomotora la cual consta de 4 vagones, cada uno con una capacidad de 1 tonelada, luego este material es depositado hasta en el waste pass del subnivel 5 recorriendo una distancia de 210 m, como se puede observar en la Figura 19.



**Figura 19.** Etapa Final del Sistema carga – acarreo.

#### – **Servicios**

##### *Fortificación.*

Actualmente se utiliza fortificación metálica en las zonas donde se presenta fallas.

##### *Iluminación.*

La iluminación utilizada es móvil, principalmente mediante linternas de casco personales. La única iluminación fija se encuentra en los comedores principales.

##### *Drenaje.*

El desagüe se efectúa mediante bombas neumáticas, las cuales permiten evacuar el agua de los niveles inferiores hacia arriba, Además, se utiliza un sistema de drenaje por gravedad con cunetas ubicadas a un costado de la galería, aprovechando una pendiente que oscila entre el 1% y el 3% hasta llegar a la boca mina. El agua extraída es luego decantada y clarificada en tanques de hormigón armado ubicados en el exterior de la mina.



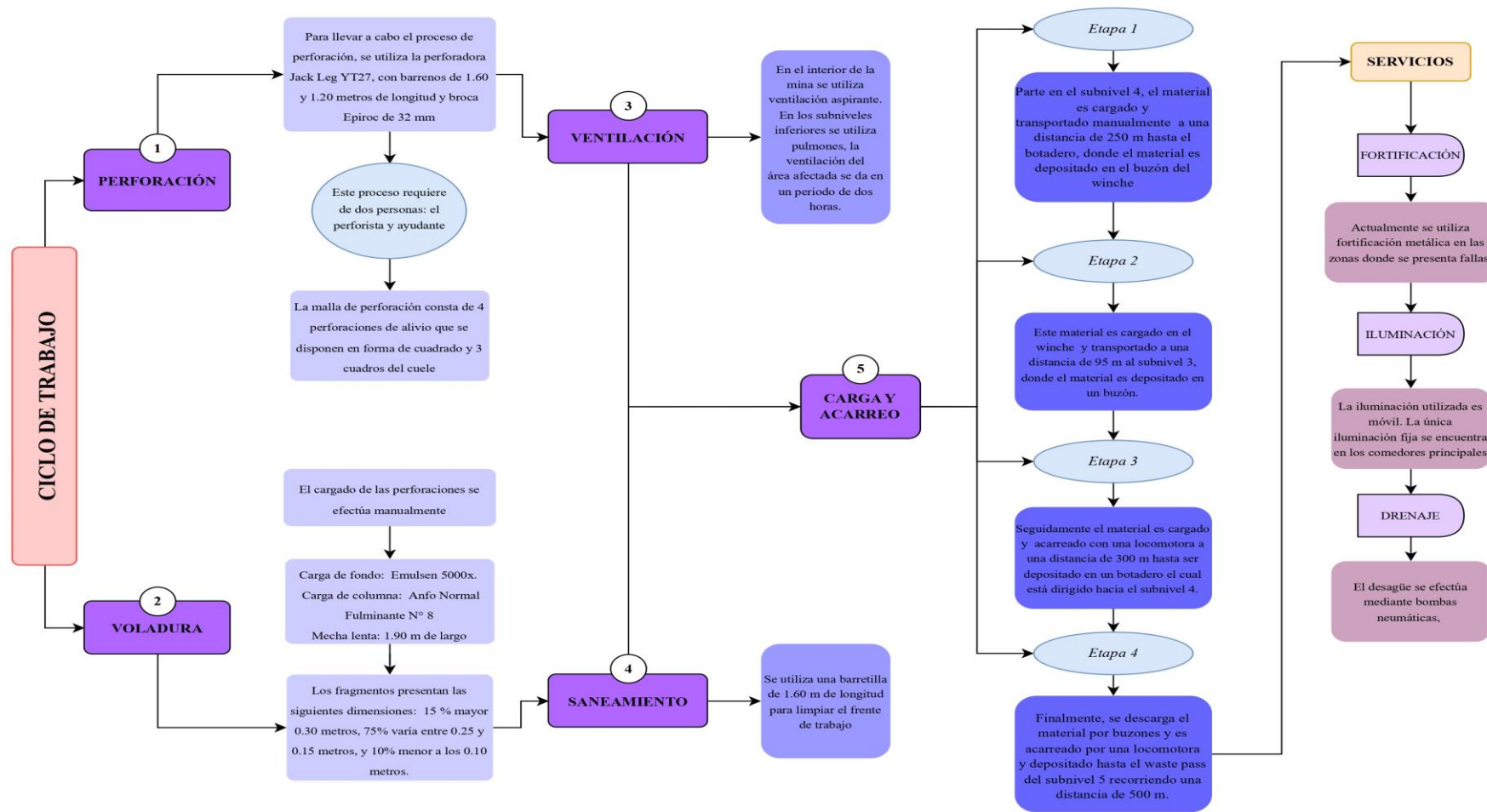


Figura 20. Diagrama del ciclo de trabajo

En la Tabla 23 se presenta la duración del ciclo de trabajo actual que presenta la mina.

**Tabla 23 .** Duración del ciclo de trabajo

<b>Actividad</b>	<b>Duración</b>
<b>1. Perforación y Voladura</b>	<b>2 horas y 40 minutos</b>
Perforación	2 horas
Carga de sustancia explosiva	40 minutos
<b>2. Ventilación</b>	<b>2 horas</b>
<b>3. Saneamiento</b>	<b>30 minutos</b>
<b>4. Carga y Acarreo</b>	<b>30 minutos</b>

#### **7.1.1.2. Costos del Proyecto por metro de avance**

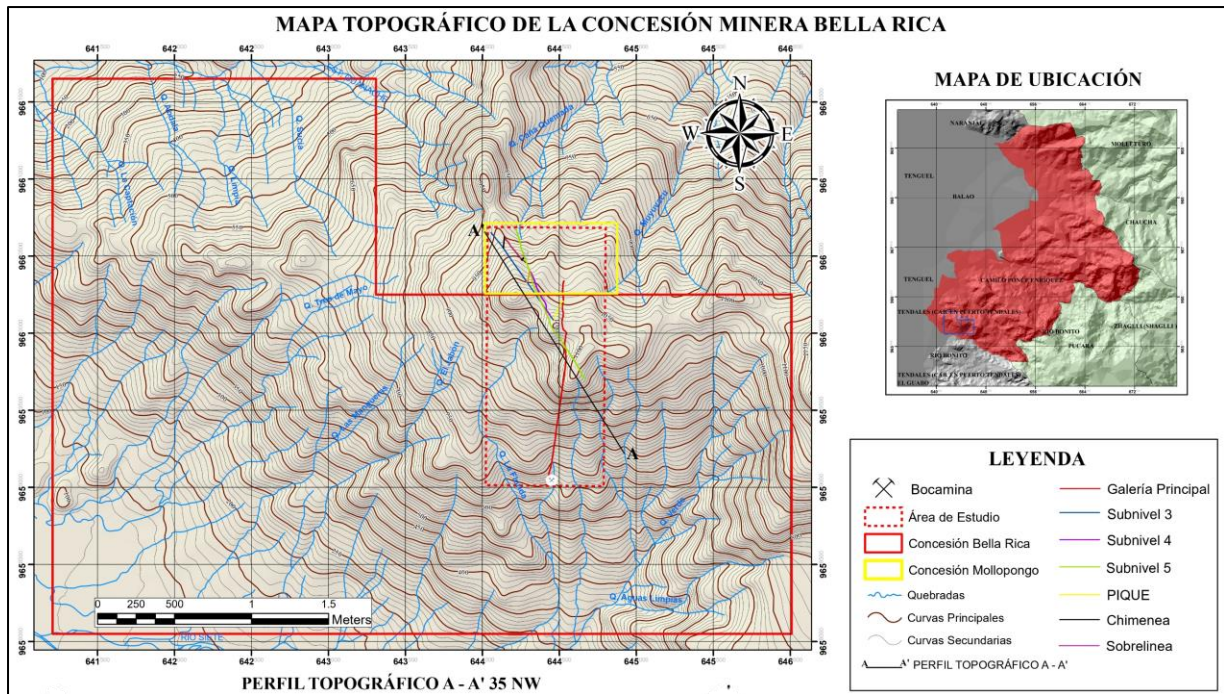
El cálculo de los costos del proyecto se realizó según cada actividad del ciclo de trabajo. Los costos unitarios de cada actividad se detallan en el anexo 18 y se sintetizan en la Tabla 24.

**Tabla 24.** Costo total por metro de avance

<b>N°</b>	<b>Actividad</b>	<b>Costos Unitario</b>		<b>Cantidad utilizada por Malla de Perforación</b>		<b>Costo total por metro de avance</b>
		<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>	<b>USD</b>
1	Perforación	2.18	USD/m-perf	54.40	m-perf	118.51
2	Voladura	9.56	USD/m-carg	42.00	m-carg	401.62
3	Ventilación	32.21	USD/m-inst	1.00	m-inst	35.21
5	Carga y acarreo	4.01	USD/m <sup>3</sup>	6.67	m <sup>3</sup>	26.78
<b>Costo total por metro de avance</b>						<b>582.12</b>

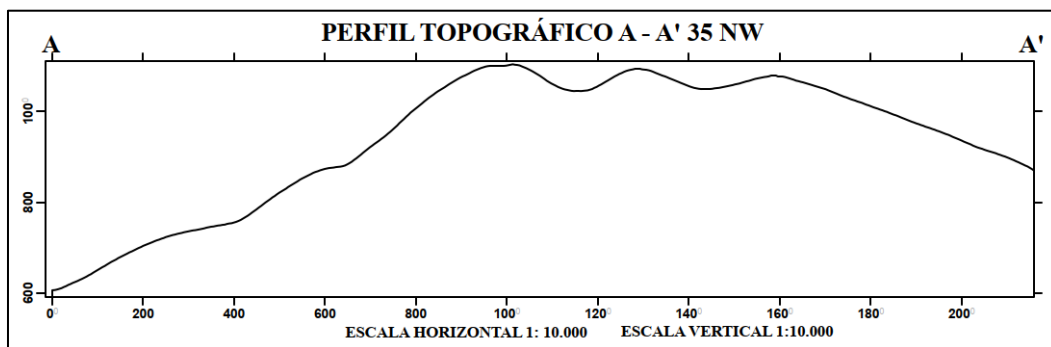
#### **7.1.2. Topografía en superficie**

Mediante los modelos de elevación digital obtenidos del satélite Alos Palsar, se elaboró un mapa topográfico de la superficie a escala 1:20.000, las curvas de nivel se representan en dos tipos: principales y secundarias, con intervalos de 50 m para las principales y 10 m para las secundarias. La topografía del terreno presenta altitudes que van desde los 100 m.s.n.m en su punto más bajo hasta los 1 100 m.s.n.m en el más alto. En cuanto a la pendiente, varía desde moderadamente inclinada (5-12%) en las zonas bajas hasta fuertemente escarpada en las áreas de mayor elevación, la Figura 21 muestra la topografía en superficie de la Concesión Minera Bella Rica (Ver anexo 3).



**Figura 21.** Mapa topográfico superficial

En la Figura 22 se muestra un corte topográfico A – A’ a escala 1:1000 el cual tiene una longitud de 2200 metros, la cota más baja es de 417 metros mientras que la más alta corresponde 1140 msnm.

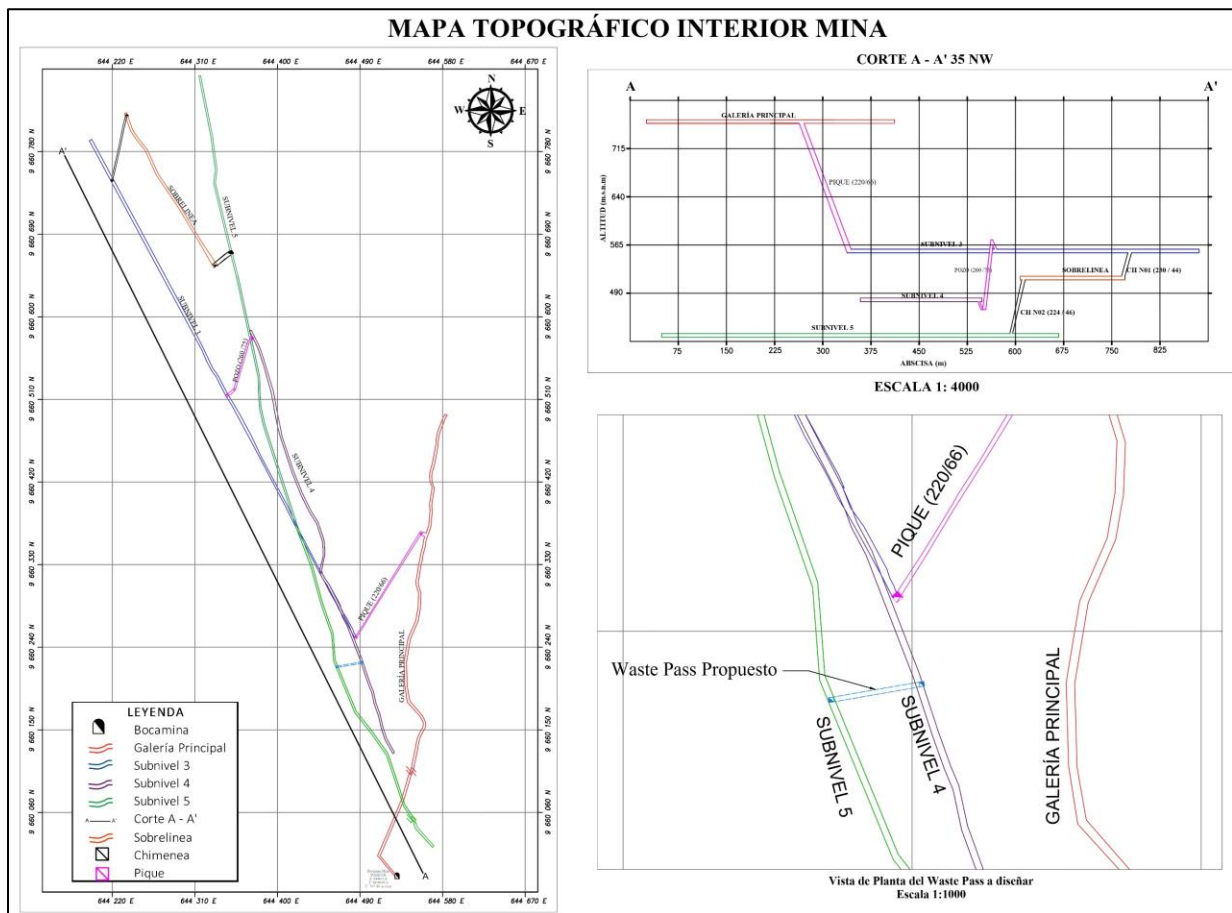


**Figura 22.** Mapa topográfico superficial

### 7.1.3. Topografía interior mina

La topografía subterránea se llevó a cabo mediante cinta y brújula en los subniveles de estudio, complementándose los levantamientos topográficos con estación total, estos datos fueron proporcionados por la empresa minera. Se determinó que el subnivel 4 tiene una longitud de 250 metros y se encuentra en la cota 420, mientras que el subnivel 5, con una longitud de 500 metros, se ubica en la cota 380. La galería principal está en la cota 660 y cada subnivel se encuentra a distancia de 50 metros (Ver anexo 4).

En la Figura 23 se muestra la topografía de la mina SOMINUR.



**Figura 23.** Mapa topográfico subterráneo.

#### 7.1.4. Caracterización geológica

En la zona de estudio, se realizaron levantamientos de afloramientos para determinar la litología presente en la zona, lo que permitió la elaboración de un mapa de la geología superficial a escala 1:7000 y un mapa subterráneo a escala 1:700 de los subniveles de estudio. (Ver anexo 19 y Anexo 20)

##### 7.1.4.1. Geología en superficie:

En la zona de estudio, la concesión Bella Rica, la litología se encuentra dentro de un conjunto predominante de rocas ígneas volcánicas con una composición que varía de intermedia a básica en la que predomina las andesitas provenientes de la Unidad Pallatanga. Estas rocas intrusivas contienen fenocristales de plagioclasas y clorita dispuestos en una matriz afanítica o finamente granulada de estructura microcristalina que incluye magnetita, clorita y disseminaciones de pirita. Además, se tiene pendientes pronunciadas en las laderas, lo que favorece la erosión y el transporte de sedimentos tanto por la acción del agua como por la

gravedad lo que resulta en la formación de depósitos coluviales, mientras que en las áreas bajas predominan los depósitos aluviales. Estos depósitos están compuestos por una variedad de materiales ígneos, con fragmentos de rocas de diferentes tamaños, predominantemente de naturaleza andesítica (Ver anexo 5).

– *Afloramiento 1*

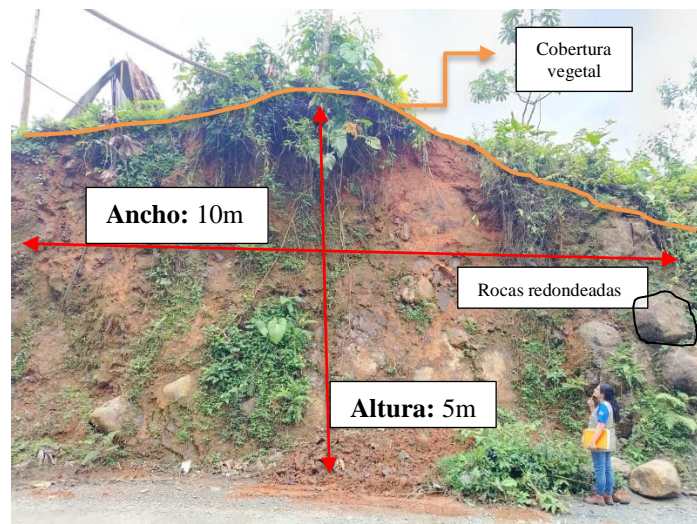
La caracterización geológica en el sitio permite identificar que el afloramiento consiste en un depósito coluvial, abarca una altura de 5 metros y un ancho de 10 metros, este depósito está compuesto por materia orgánica, principalmente ramas y raíces, junto con una variedad de clastos de diferentes tamaños, incluyendo andesitas, arenas, arcillas y limos, además la disposición de las rocas en el depósito es aleatoria. La matriz del depósito está compuesta por clastos angulosos de diversos tamaños y formas. Algunas rocas presentan superficies lisas y redondeadas, mientras que otras tienen formas irregulares y angulares como se muestra en la Figura 24.

**Coordenadas de Ubicación Geográfica**

X: 644476m

Y: 9658535m

Z: 587.9 msnm



**Figura 24.** Afloramiento 1.

– *Afloramiento 2*

El afloramiento se encuentra ubicado en el cauce de la quebrada sin nombre, comprende una altura de 3 m y 2 m de ancho. La roca que lo compone es andesita meteorizada la cual presenta una textura rugosa y desgastada debido a la meteorización. La superficie de la roca presenta manchas de coloración variada debido a la alteración química y grietas en la roca debido a la meteorización física como se muestra en la Figura 25

**Coordenadas de Ubicación Geográfica**

X: 644188m

Y:9658724m

Z:656.7 msnm

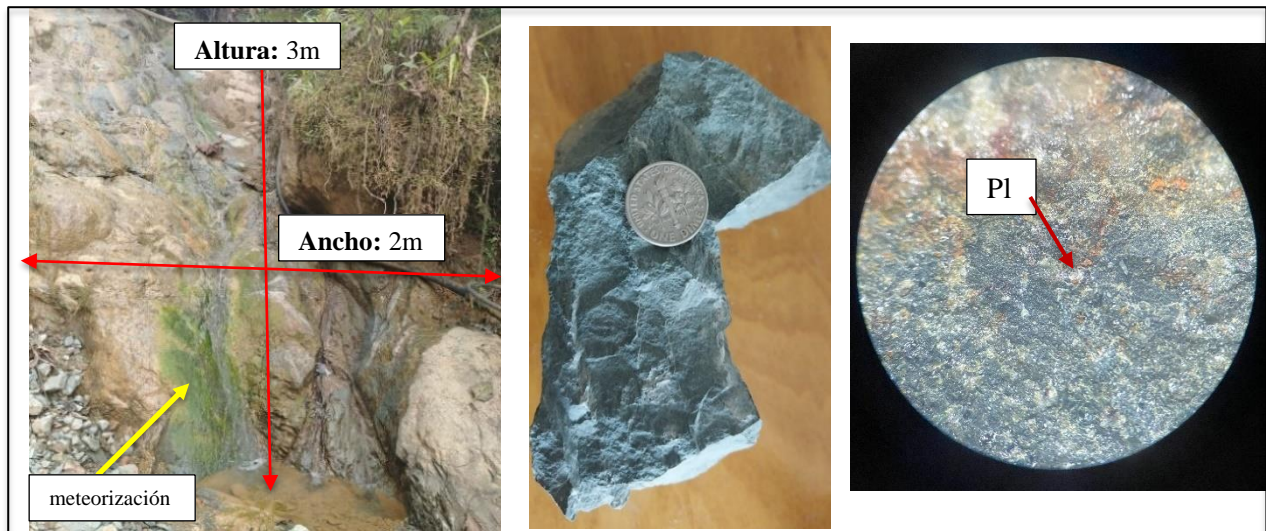


Figura 25. Afloramiento 2

– *Afloramiento 3*

Este afloramiento tiene una capa de cobertura vegetal de 25 cm de espesor principalmente de hojas, ramas y raíces, abarco una altura de 3m y un ancho de 1.5m. La roca que lo compone es andesita meteorizada la cual presenta una textura rugosa y desgastada debido a la meteorización como se muestra en la Figura 26

**Coordenadas de Ubicación Geográfica**

X: 644199m

Y:9658698m

Z:631.5msnm

Datos:83/185



Figura 26. Afloramiento 3

– **Afloramiento 4**

Este afloramiento comprende una altura de 4 m y un ancho de 10 m. La roca que lo compone es andesita meteorizada sobre suelo saprolito compuesto principalmente por arcilla y arena y una capa de cobertura vegetal la cual tiene un ancho de 20 cm como se muestra en la Figura 27.

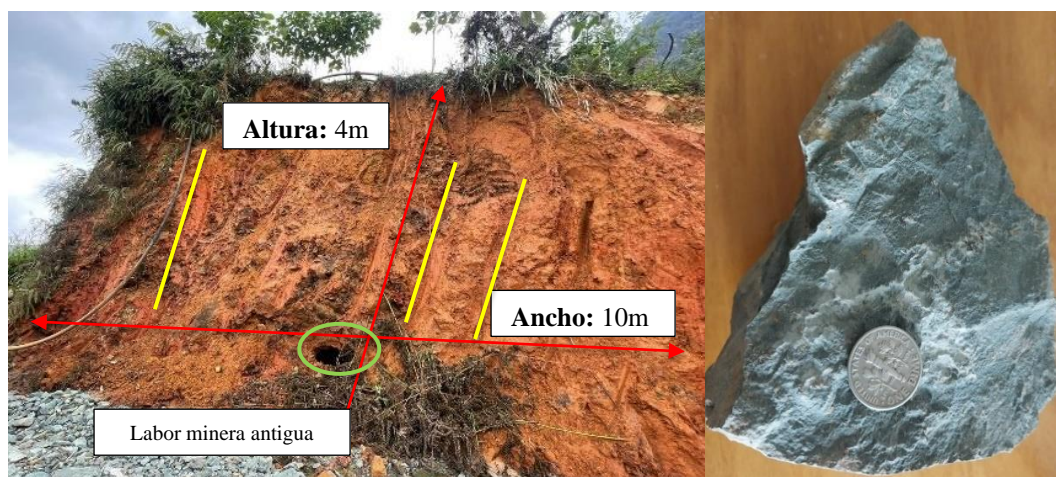
**Coordenadas de Ubicación Geográfica**

X: 644289m

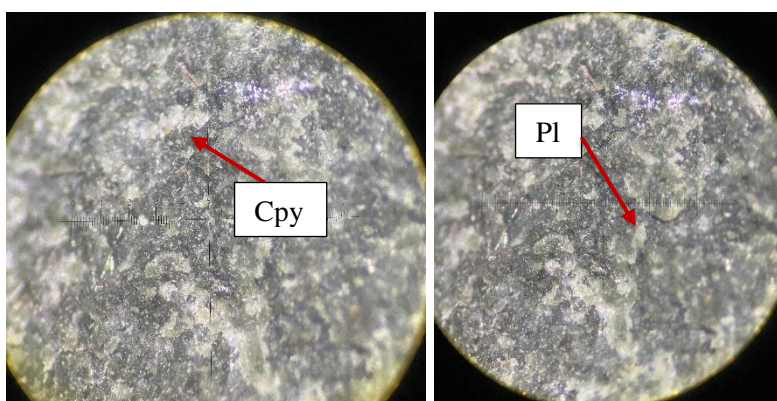
Y:9658571m

Z:609.7msnm

**Datos:** 79/153



**Figura 27.** Afloramiento 4

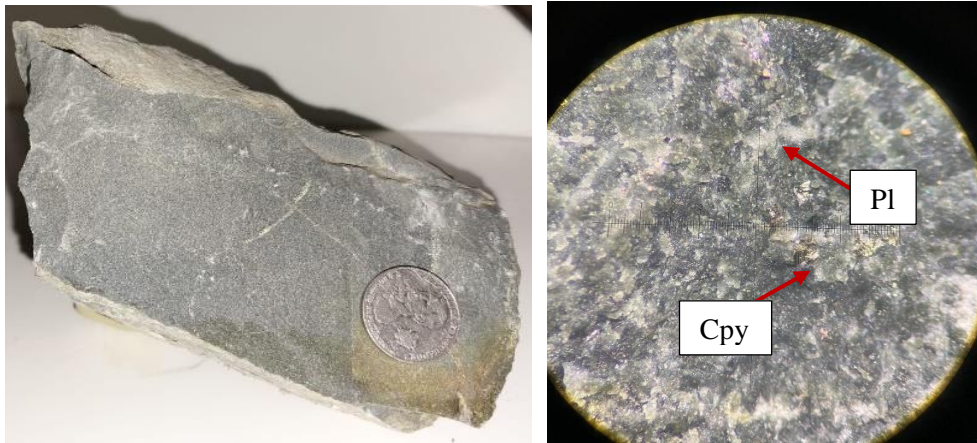


**Figura 28.** Andesita Basáltica  
**Pl:** Plagioclasa **Cpy:** Calcopirita

**7.1.4.2. Geología Subterránea:**

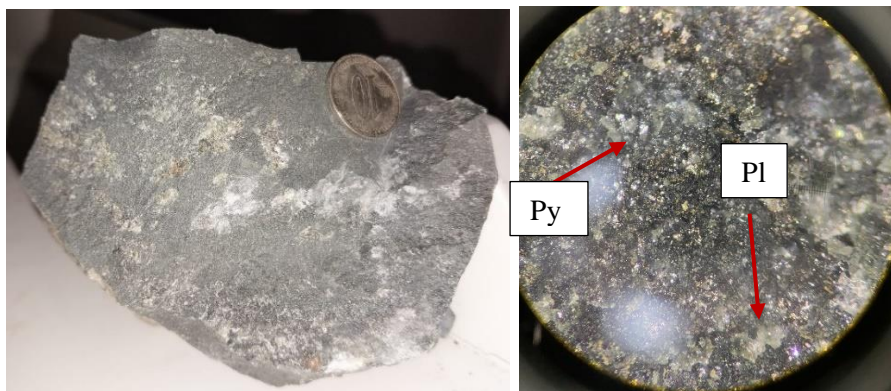
Mediante el levantamiento geológico subterráneo se determina que el macizo rocoso tanto del subnivel 4 como del subnivel 5 corresponde a andesita basáltica, además no presenta contactos definidos y se evidenció la presencia de plagioclasa, pirita y vetillas constituidas por cuarzo. (Ver Anexo 20).

**Estación 1 Subnivel 4 (0+000.00 – 0+054.00):** Se evidencia andesita basáltica de textura afanítica con tonalidades grisácea principalmente por tener mayor presencia de plagioclasa, vetillas de cuarzo y de calcopirita como se muestra en la Figura 29.



**Figura 29.** Andesita Basáltica  
**Pl:** Plagioclasa **Cpy:** Calcopirita

**Estación 2 Subnivel 4 (0+054.00 – 0+084.00):** Presencia de andesita basáltica de color gris claro de textura afanítica caracterizada por plagioclasa, entre los minerales principales contienen plagioclasa, además feldespatos en menor cantidad y mineralización de pirita como se muestra en la Figura 30.



**Figura 30.** Andesita Basáltica  
**Pl:** Plagioclasa **Py:** Pirita

**Estación 1 Subnivel 5 (0+000.00– 0+047.00):** Se evidencia la presencia de andesita basáltica de color gris claro y textura afanítica. Estas andesitas contienen minerales como plagioclasa, y vetillas de cuarzo como se puede observar en la Figura 31.





**Figura 31.** Andesita Basáltica  
**Pl:** Plagioaclasa

**Estación 2 Subnivel 5 (0+047.00 – 0+077.00):** Se observa andesita basáltica con presencia de plagioclasa, rico en calcio y sodio, presencia de pirita, de color gris oscuro lo sugiere que tiene un alto contenido de hierro y magnesio, además de venillas en cuarzo como se observa en la Figura 32.



**Figura 32.** Andesita Basáltica  
**Pl:** Plagioaclasa **Py:** Pirita

### 7.1.5. *Propiedades físico mecánicas de las rocas*

#### 7.1.5.1. **Propiedades Físicas**

- **Peso específico aparente:** Las rocas analizadas muestran un rango entre 2.80 y 2.93 gr/cm<sup>3</sup>

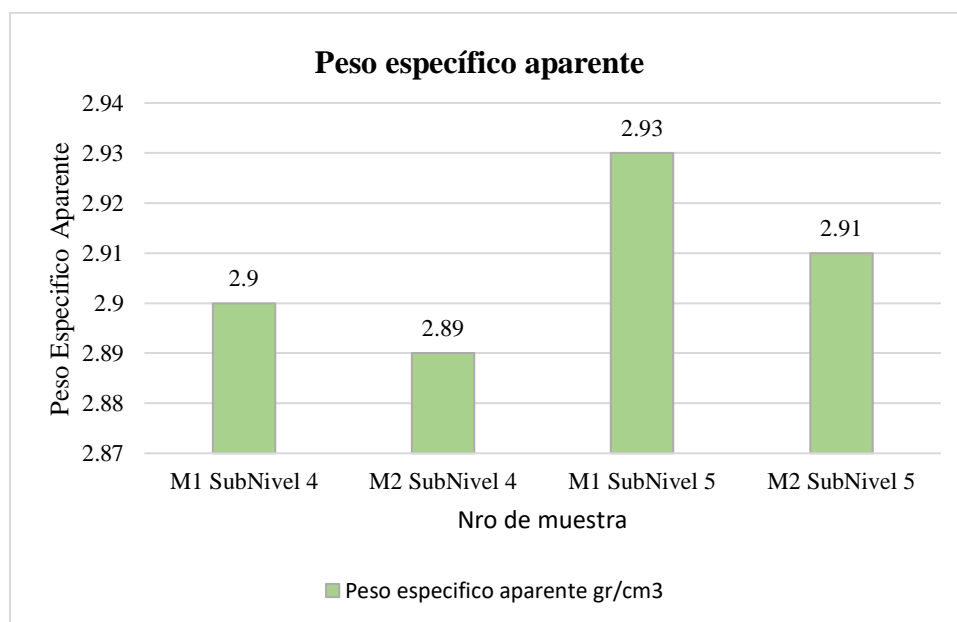
**Tabla 25.** Resultados peso específico aparente Subnivel 4

N°	Sección	Peso de la Muestra gr	Peso Seco gr	Peso Saturado gr	Peso Sumergido gr	Resultado Peso Aparente gr/cm <sup>3</sup>
1	Subnivel 4	102.51	102.21	102.6	67.37	2.90
2	Subnivel 4	130.83	130.47	131.51	86.41	2.89

**Tabla 26.** Resultados peso específico aparente Nivel 5

N°	Sección	Peso de la Muestra gr	Peso Seco gr	Peso Saturado gr	Peso Sumergido gr	Resultado Peso Aparente gr/cm <sup>3</sup>
1	Subnivel 5	131.89	131.68	132.09	87.19	2.93
2	Subnivel 5	344.77	343.95	344.37	226.34	2.91

La Figura 33 presenta la distribución gráfica del peso específico aparente, en la cual se observa que la Muestra 1 del subnivel 5 tiene el valor más alto con 2.93 (g/cm<sup>3</sup>), debido a mayor presencia de plagioclasas y el valor más bajo correspondiente a la Muestra 2 del subnivel 4 de 2.89 (g/cm<sup>3</sup>).

**Figura 33.** Distribución de los datos de peso específico aparente

- **Peso específico real:** Las rocas analizadas muestran un rango entre 2.92 y 2.95 gr/cm<sup>3</sup>

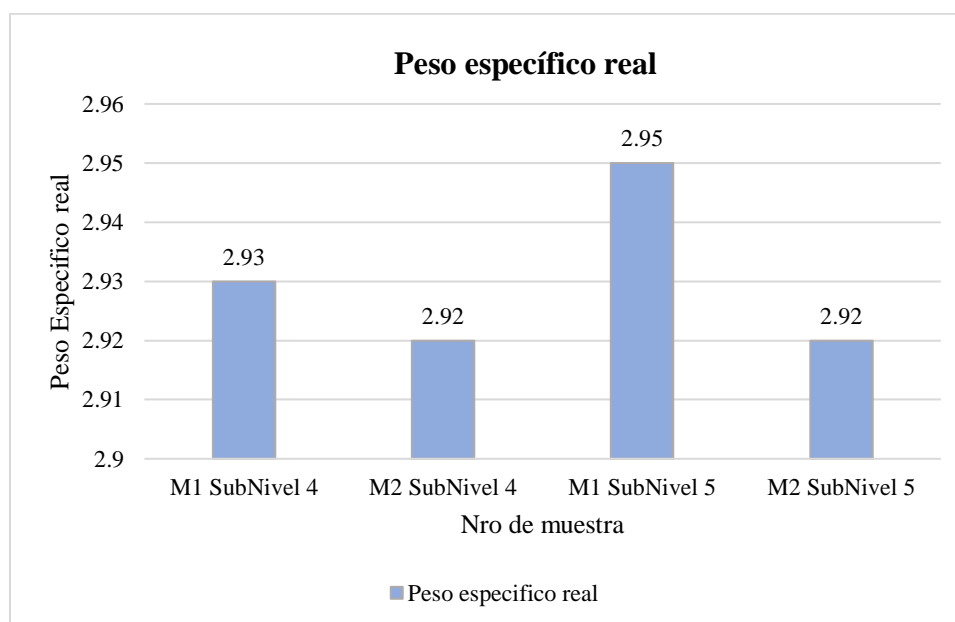
**Tabla 27.** Resultados peso específico real Subnivel 4

N° de muestra	Abscisa	Peso de la muestra pulverizada gr	Peso picnómetro y agua gr	Peso del picnómetro agua y muestra gr	Resultado peso específico gr/cm <sup>3</sup>
1	Subnivel 4	30	147.26	167.04	2.93
2	Subnivel 4	30	147.26	167.01	2.92

**Tabla 28.** Resultados peso específico real Subnivel 5

N° de muestra	Abscisa	Peso de la muestra pulverizada gr	Peso picnómetro y agua gr	Peso del picnómetro agua y muestra gr	Resultado peso específico gr/cm <sup>3</sup>
1	Subnivel 5	30	147.26	167.1	2.95
2	Subnivel 5	30	147.26	167.01	2.92

La Figura 34 presenta la distribución gráfica del peso específico real, en la cual se observa que la Muestra 1 del subnivel 5 tiene el valor más alto con 2.95 (g/cm<sup>3</sup>), debido a mayor presencia de plagioclasas y el valor más bajo correspondiente a la Muestra 2 del subnivel 4 de 2.92 (g/cm<sup>3</sup>).



**Figura 34.** Distribución de los datos de peso específico real

- **Porosidad:** La porosidad obtenida a partir del peso específico aparente y peso específico real presenta valores entre 0.44% - 1.17%.

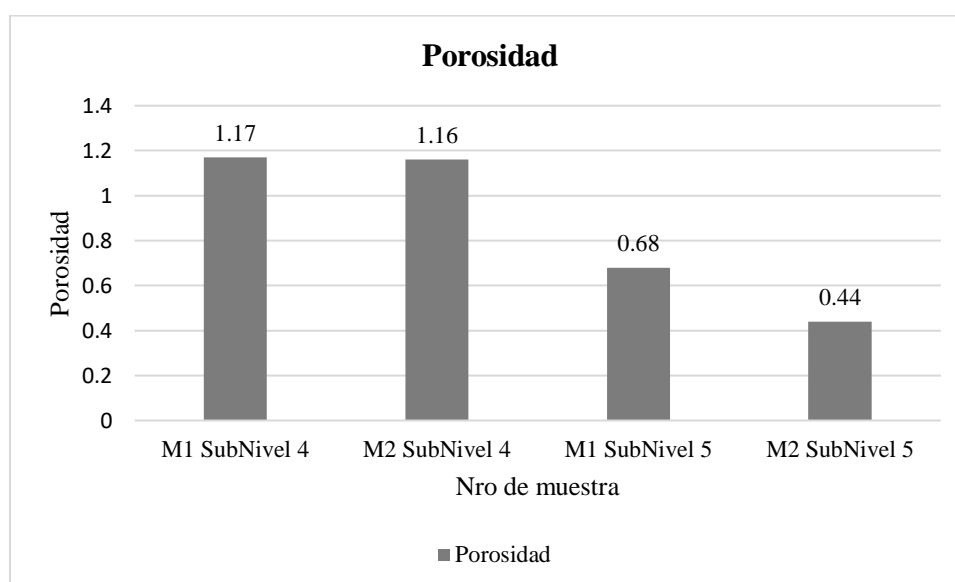
**Tabla 29.** Resultados de la porosidad Subnivel 4

N° de muestra	Sección	Peso específico aparente (g/cm <sup>3</sup> )	Peso específico real (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad
1	Nivel 4	2.90	2.93	1.17
2	Nivel 4	2.89	2.92	1.16

**Tabla 30.** Resultados de la porosidad Subnivel 5

N° de muestra	Sección	Peso específico aparente (g/cm <sup>3</sup> )	Peso específico real (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad
1	Subnivel 5	2.93	2.95	0.68
2	Subnivel 5	2.91	2.92	0.44

La Figura 35 presenta la distribución gráfica de la porosidad, en la cual se observa que la Muestras del subnivel 4 tienen valores más altos de porosidad con 1.17 y 1.16, y los valores más bajos corresponden a las Muestras del subnivel 5 con 0.68 y 0.44.



**Figura 35.** Distribución de los datos de Porosidad

#### 7.1.5.2. Propiedades mecánicas.

- **Resistencia a la compresión simple:** Se obtuvo a partir del ensayo de compresión tiene resistencias que oscilan entre 136.09 MPa siendo la más baja correspondiente al subnivel 5 y 192.53 MPa siendo la más alta correspondiendo roca del subnivel 4.

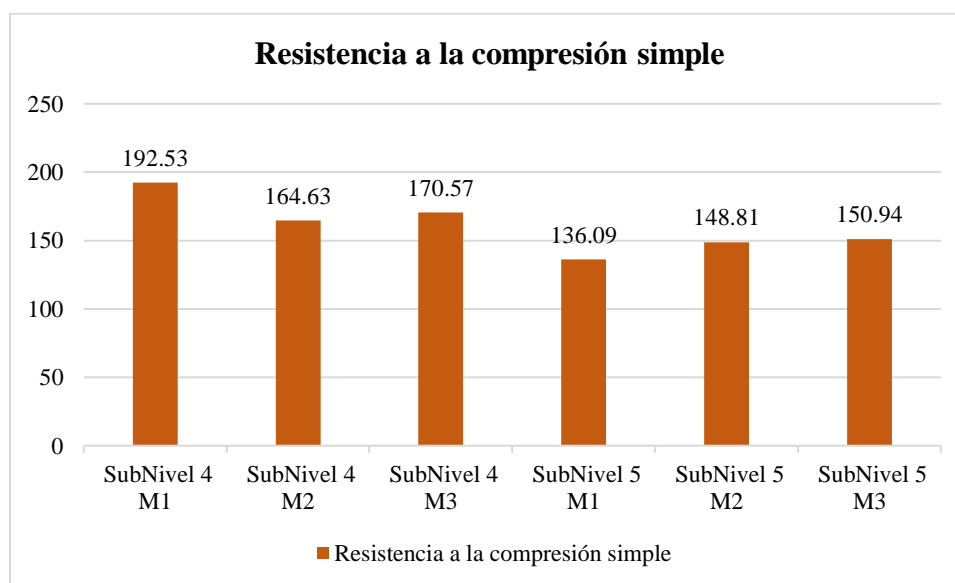
**Tabla 31.** Resultados de la resistencia a la compresión simple Subnivel 4

N° de muestra	Sección	Peso del cubo(g)	Medidas (mm)			Área del cubo(m2)	Esfuerzo en N	RCS calculada (MPa)
			a	b	c			
1	Subnivel 4	363.52	50.57	50.58	51.62	0.0025503	0.4091	192.53
2	Subnivel 4	356.56	49.64	50.28	49.59	0.0024849	0.4091	164.63
3	Subnivel 4	356.24	49.00	49.05	49.5	0.0023794	0.4058	170.57

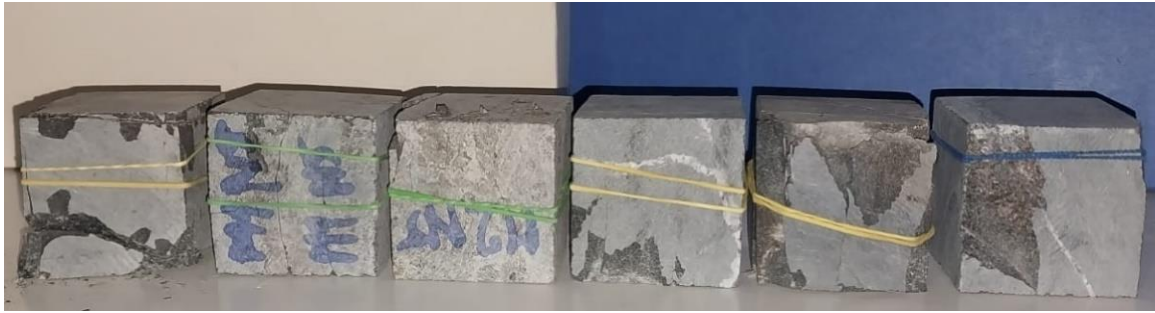
**Tabla 32.** Resultados de la resistencia a la compresión simple Nivel 5

N° de muestra	Sección	Peso del cubo(g)	Medidas (mm)			Área del cubo m2	Esfuerzo en N	RCS calculada (MPa)
			a	b	c			
1	Subnivel 5	374.33	49.88	50.27	50.88	0.002505	0.3409	156.09
2	Subnivel 5	352.63	49.98	49.46	49.86	0.002475	0.3683	148.81
3	Subnivel 5	341.38	49.00	50.00	49.00	0.002450	0.3698	150.94

La Figura 36 presenta la distribución gráfica de la resistencia a la compresión simple. Se observa que las muestras del subnivel 4 presentan los valores más altos de resistencia, mientras que los valores más bajos corresponden a las muestras del subnivel 5. A pesar de esta variación, la resistencia de las rocas en general sigue siendo elevada.

**Figura 36.** Distribución de la resistencia a la compresión simple.

La Figura 37 muestra cómo se produjo la rotura a partir del ensayo de compresión simple.



**Figura 37.** Ensayo de compresión simple

### **7.1.6. Caracterización geomecánica**

Mediante la observación directa y el reconocimiento de las discontinuidades en las galerías de estudio se logra definir 7 estaciones geotécnicas para el subnivel 4 y subnivel 5, las cuales se describen a continuación (Ver Anexo 21):

#### **RQD**

Se obtuvo mediante el conteo volumétrico de las discontinuidades de cada estación, esto sirvió como parámetro para las clasificaciones de RMR y el Q de Barton. Los valores obtenidos para el subnivel 4 oscilan entre un mínimo de 91.9 % y un máximo de 99.82 %, lo que indica que el macizo rocoso en el que será implementada el waste pass se clasifica como de **Muy Buena** calidad. Los resultados detallados del RQD se presentan en la Tabla 33.

**Tabla 33.** Resultados del RQD subnivel 4

<b>Ventana</b>	<b>Lugar</b>	<b>Estación</b>	<b>Valoración</b>	<b>Calidad</b>	<b>Clase</b>
1	Subnivel 4	0+000.00 - 0+022.00	96.02	Muy Buena	Clase I
2	Subnivel 4	0+022.00 - 0+035.00	91.9	Muy Buena	Clase I
3	Subnivel 4	0+035.00 - 0+047.00	96.02	Muy Buena	Clase I
4	Subnivel 4	0+047.00 - 0+061.00	96.02	Muy Buena	Clase I
5	Subnivel 4	0+061.00 - 0+075.00	96.02	Muy Buena	Clase I
6	Subnivel 4	0+075.00 - 0+087.00	99.82	Muy Buena	Clase I
7	Subnivel 4	0+087.00 - 0+109.00	96.02	Muy Buena	Clase I

Los valores obtenidos para el subnivel 5 oscilan entre un mínimo de 95.2 % y un máximo de 99.82 %, lo que indica que el macizo rocoso en el que será implementada el waste pass se clasifica como de **Muy Buena** calidad. Los resultados detallados del RQD se presentan en la Tabla 34.

**Tabla 34.** Resultados del RQD subnivel 5

Ventana	Lugar	Estación	Valoración	Calidad	Clase
1	Subnivel 5	0+000.00 - 0+018.00	96.02	Muy Buena	Clase I
2	Subnivel 5	0+018.00 - 0+031.00	96.02	Muy Buena	Clase I
3	Subnivel 5	0+031.00 - 0+048.00	99.82	Muy Buena	Clase I
4	Subnivel 5	0+048.00 - 0+062.00	95.2	Muy Buena	Clase I
5	Subnivel 5	0+062.00 - 0+074.00	99.82	Muy Buena	Clase I
6	Subnivel 5	0+074.00 - 0+088.00	96.02	Muy Buena	Clase I
7	Subnivel 5	0+088.00 - 0+110.00	96.02	Muy Buena	Clase I

#### 7.1.6.1. Caracterización geomecánica según, RMR

A través de la resistencia a la compresión simple, la valoración del RQD y el estado de las discontinuidades presentes en el subnivel 4, se categorizo el macizo de calidad Buena (Clase II) y calidad Muy Buena (Clase I), mediante la clasificación RMR de Bienawski, a continuación, en la Tabla 35 se presenta los resultados obtenidos en las diferentes estaciones.

**Tabla 35.** Resultados de la clasificación RMR de Bienawski del subnivel 4

Ventana	Lugar	Estación	Valoración	Calidad	Clase
1	Subnivel 4	0+000.00 - 0+022.00	81	Muy Buena	Clase I
2	Subnivel 4	0+022.00 - 0+035.00	79	Buena	Clase II
3	Subnivel 4	0+035.00 - 0+047.00	83	Muy Buena	Clase I
4	Subnivel 4	0+047.00 - 0+061.00	85	Muy Buena	Clase I
5	Subnivel 4	0+061.00 - 0+075.00	86	Muy Buena	Clase I
6	Subnivel 4	0+075.00 - 0+087.00	81	Muy Buena	Clase I
7	Subnivel 4	0+087.00 - 0+109.00	79	Buena	Clase II

En el subnivel 5, se categoriza el macizo de calidad Buena (Clase II) y calidad Muy Buena (Clase I), mediante la clasificación RMR de Bienawski, a continuación, en la Tabla 36 se muestra los resultados obtenidos de cada estación.

**Tabla 36.** Resultados de la clasificación RMR de Bienawski del subnivel 5

Ventana	Lugar	Estación	Valoración	Calidad	Clase
1	Subnivel 5	0+000.00 - 0+018.00	79	Buena	Clase II
2	Subnivel 5	0+018.00 - 0+031.00	82	Muy Buena	Clase I
3	Subnivel 5	0+031.00 - 0+048.00	85	Muy Buena	Clase I
4	Subnivel 5	0+048.00 - 0+062.00	85	Muy Buena	Clase I
5	Subnivel 5	0+062.00 - 0+074.00	81	Muy Buena	Clase I
6	Subnivel 5	0+074.00 - 0+088.00	78	Buena	Clase II
7	Subnivel 5	0+088.00 - 0+110.00	79	Buena	Clase II

### 7.1.6.2. Q de Barton

A partir del RMR, se calculó el índice Q de Barton, obteniéndose valores para el subnivel 4 de 48.86 y 106.34 respectivamente. Estos resultados indican que la calidad del macizo rocoso varía entre Muy Buena y Extremadamente Buena, teniendo condiciones geomecánicas favorables para el desarrollo del waste pass. La Tabla 37 presenta un resumen detallado de los valores obtenidos.

**Tabla 37.** Valoración del macizo rocoso mediante el índice Q

Ventana	Lugar	Estación	Valoración	Calidad
1	Subnivel 4	0+000.00 - 0+022.00	61.01	Roca Muy Buena
2	Subnivel 4	0+022.00 - 0+035.00	48.86	Roca Muy Buena
3	Subnivel 4	0+035.00 - 0+047.00	76.2	Roca Muy Buena
4	Subnivel 4	0+047.00 - 0+061.00	95.16	Roca Muy Buena
5	Subnivel 4	0+061.00 - 0+075.00	106.34	Roca Extremadamente Buena
6	Subnivel 4	0+075.00 - 0+087.00	61.01	Roca Muy Buena
7	Subnivel 4	0+087.00 - 0+109.00	48.86	Roca Muy Buena

Los valores obtenidos para el subnivel 5 van de 43.71 y 95.16 respectivamente. Estos resultados indican que la calidad del macizo rocoso es Muy Buena. La Tabla 38 presenta un resumen detallado de los valores obtenidos.

**Tabla 38.** Resultados de la clasificación Q de Barton del subnivel 5

Ventana	Lugar	Estación	Valoración	Calidad
1	Subnivel 5	0+000.00 - 0+018.00	48.86	Roca Muy Buena
2	Subnivel 5	0+018.00 - 0+031.00	68.18	Roca Muy Buena
3	Subnivel 5	0+031.00 - 0+048.00	95.16	Roca Muy Buena
4	Subnivel 5	0+048.00 - 0+062.00	95.16	Roca Muy Buena
5	Subnivel 5	0+062.00 - 0+074.00	61.01	Roca Muy Buena
6	Subnivel 5	0+074.00 - 0+088.00	43.71	Roca Muy Buena
7	Subnivel 5	0+088.00 - 0+110.00	48.86	Roca Muy Buena

### 7.1.6.3. GSI

La clasificación GSI se determinó en campo mediante la observación directa de las condiciones del macizo rocoso. Además, se realizó una corrección basada en los valores obtenidos para el RMR. Los valores de GSI medidos en campo oscilan entre 74 y 80, mientras que los valores corregidos varían entre 74 y 81. Según esta clasificación, la calidad del macizo corresponde a **Muy Buena**. Los resultados detallados se presentan en la Tabla 39.



**Tabla 39.** Resultados de la clasificación GSI del subnivel 4

<b>Ventana</b>	<b>Lugar</b>	<b>Estación</b>	<b>GSI</b>	<b>Valoración</b>	<b>GSI Corregido</b>	<b>Valoración</b>
1	Subnivel 4	0+000.00 - 0+022.00	79	Muy Buena	76	Muy Buena
2	Subnivel 4	0+022.00 - 0+035.00	76	Muy Buena	74	Muy Buena
3	Subnivel 4	0+035.00 - 0+047.00	80	Muy Buena	78	Muy Buena
4	Subnivel 4	0+047.00 - 0+061.00	80	Muy Buena	80	Muy Buena
5	Subnivel 4	0+061.00 - 0+075.00	79	Muy Buena	81	Muy Buena
6	Subnivel 4	0+075.00 - 0+087.00	78	Muy Buena	76	Muy Buena
7	Subnivel 4	0+087.00 - 0+109.00	74	Muy Buena	74	Muy Buena

Los valores de GSI medidos en campo oscilan entre 73 y 83, mientras que los valores corregidos varían entre 73 y 80. Según esta clasificación, la calidad del macizo corresponde a **Muy Buena**. Los resultados detallados se presentan en la Tabla 40.

**Tabla 40.** Resultados de la clasificación GSI del subnivel 5

<b>Ventana</b>	<b>Lugar</b>	<b>Estación</b>	<b>GSI</b>	<b>Valoración</b>	<b>GSI Corregido</b>	<b>Valoración</b>
1	Subnivel 5	0+000.00 - 0+018.00	73	Muy Buena	74	Muy Buena
2	Subnivel 5	0+018.00 - 0+031.00	78	Muy Buena	77	Muy Buena
3	Subnivel 5	0+031.00 - 0+048.00	83	Muy Buena	80	Muy Buena
4	Subnivel 5	0+048.00 - 0+062.00	83	Muy Buena	80	Muy Buena
5	Subnivel 5	0+062.00 - 0+074.00	78	Muy Buena	76	Muy Buena
6	Subnivel 5	0+074.00 - 0+088.00	75	Muy Buena	73	Muy Buena
7	Subnivel 5	0+088.00 - 0+110.00	76	Muy Buena	74	Muy Buena

## 7.2 Resultados del segundo objetivo: Diseño de un waste pass

Actualmente se encuentra desalojando material estéril del subnivel 4 hacia al subnivel 5, sin embargo, este sistema de carga - acarreo presenta ineficiencias debido a la gran distancia y tiempo que se requiere para trasladar este material, en razón a ello se plantea el siguiente diseño de un waste pass con el fin de optimizar este sistema, permitiendo un traslado más directo y eficiente del material estéril, reduciendo significativamente el tiempo y la distancia necesarias.

### 7.1.7. Cantidad de material estéril a desalojarse

Dado que el frente de explotación tiene un ancho de 2.50 m y la veta tiene un ancho de 0.40 m, se espera una gran cantidad de material estéril que será extraído junto con el mineral. Por lo tanto, es necesario calcular la cantidad de material estéril que deberá ser removido. Es claro que la cantidad de material estéril extraído supera la cantidad de mineral, representando aproximadamente el 74% del total de la sección de la galería de corte. Por lo tanto, el volumen de material estéril en el bloque es igual a:

$$V_{est} = V_{blq} - V_{min}$$

Si se conoce  $V_{min} = 0,26 * V_{blq}$ ; entonces;

$$V_{est} = V_{blq} - 0,26 * V_{blq}$$

$$V_{est} = 0,74 * V_{blq}$$

$$V_{est} = 0,74 * (L_{blq} * H_{blq} * P_{blq})$$

$$V_{est} = 0,74 * (40m * 25m * 2.30m)$$

$$V_{est} = 0,74 * (2,300 m^3)$$

$$V_{est} = 1.7 m^3$$

Como producto de la voladura, la roca se fragmenta y adquiere un volumen mayor al que ocupaba en el macizo rocoso, debido al espacio entre fragmentos. A razón de esto, es necesario calcular el volumen del material después de ser arrancado, para lo cual se emplea el coeficiente de esponjamiento.

#### 7.1.7.1. Cálculo del coeficiente de esponjamiento.

##### *Volumen in Situ (Vm)*

Se determino multiplicando las dimensiones del frente de explotación.

$$Vm = 2.30m * 2.90m * 1.52m$$

$$Vm = 8.20 m^3$$

### ***Volumen Extraído (Vo)***

Para determinar el volumen extraído, se emplean 3 viajes de una locomotora que transporta 5 vagones con una capacidad de  $1.13 m^3$  cada uno, cargados al 90% de su capacidad, lo que permite remover completamente el material fragmentado por la voladura en el frente de explotación.

Con estos valores se aplica la siguiente formula

$$K_e = \frac{Vo}{Vm}$$

$$K_e = \frac{15.26 m^3}{8.20 m^3}$$

$$K_e = 1.9$$

El coeficiente de esponjamiento de la roca es de 1.9

$$V_{est} = K_e * 2,300 m^3$$

$$V_{est} = 1,9 * 2,300 m^3$$

$$V_{est} = 4370 m^3$$

### **7.1.7.2. Ubicación del material estéril**

Según la literatura técnica, la ubicación de la roca estéril varía en función de la potencia del yacimiento, presentándose tres escenarios posibles:

- La roca estéril llena completamente el espacio excavado.
- La cantidad de roca estéril extraída no es suficiente para llenar el espacio excavado.
- La cantidad de roca estéril extraída es excesiva para llenar el espacio excavado.

Para evaluar si el material estéril es adecuado para rellenar los bloques de explotación, es necesario primero calcular el volumen del bloque que se desea rellenar, excluyendo la chimenea central del bloque, ya que esta se apuntalará.

$$V_{rell} = V_{blq} - V_{ch}$$

$$V_{rell} = 2,800 m^3 - (S_{ch} * H_{blq})$$

$$V_{rell} = 2.800 m^3 - (4,80 m^2 * 35 m)$$

$$V_{\text{rell}} = 2632 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{est}} = 4750 \text{ m}^3 > V_{\text{rell}} = 2632 \text{ m}^3$$

Dado que el volumen de material estéril es mayor que el volumen del bloque a rellenar, es necesario transportar el volumen excedente hacia la escombrera, para lo cual se hará uso de un waste pass.

#### **7.1.8. Diseño del waste pass**

##### **– Sección**

Para el diseño de la forma de un waste pass existe varias opciones, siendo la forma cuadrada, rectangular y circular las más frecuentes. Para el presente proyecto se ha optado por la sección cuadrada, debido a las siguientes consideraciones:

La sección cuadrada simplifica el proceso de excavación, ya que permite utilizar maquinaria y técnicas de excavación más eficientes. Esto se traduce en un proceso de excavación más rápido y con menores costos operativos.

Las secciones cuadradas permiten un mejor aprovechamiento del espacio disponible. Esta geometría minimiza los espacios vacíos, optimizando la capacidad de almacenamiento.

Para la dimensión del waste pass, se consideró un tamaño máximo de fragmentos de 0.30m de roca producto de la voladura, para ello se utilizó el método empírico checoslovaco (convencional) (Herrera, 2019):

- Sección cuadrada lado L:

$$L = 4.6 \sqrt{d^2 k}$$

$$L = 4.6 \sqrt{0.25^2 * 1}$$

$$L = 1.15m$$

##### **– Longitud**

El Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el Ámbito Minero establece que las chimeneas con sistema convencional (plataformas) tendrán una longitud máxima de 50 metros, por lo cual se determinó una longitud de 45 metros, ya que el sistema de construcción es convencional.

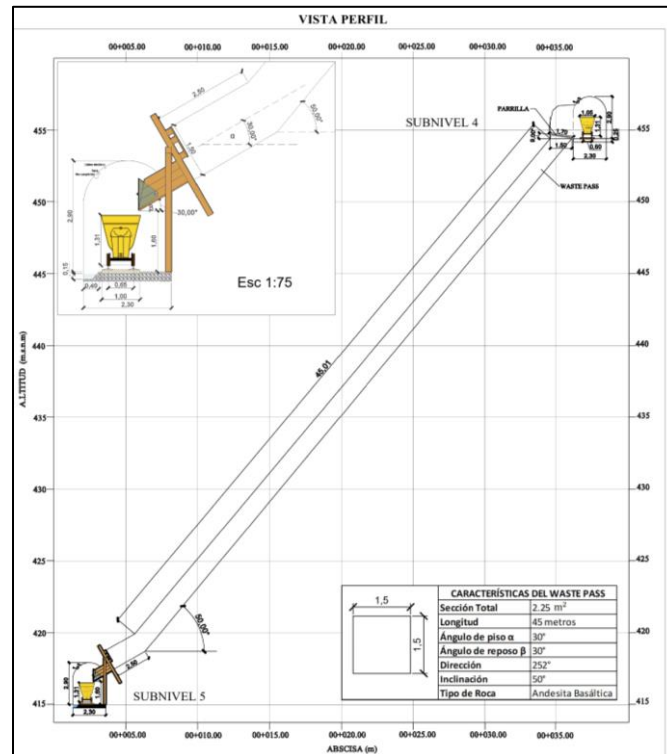
- **Buzamiento y/o inclinación deseada.**

Se estableció una inclinación de  $45^\circ$  para el waste pass, considerando que el material a trasladar es granular. Esta inclinación asegura un flujo continuo y eficiente del material, minimizando el riesgo de obstrucciones y optimizando la velocidad de desplazamiento.

– **Dirección**

La dirección del waste pass es  $252^\circ$ , la cual se la determino considerando la topografía subterránea de la mina.

A continuación en la Figura 38 se presenta el diseño del waste pass



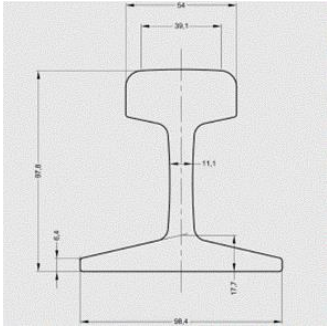
**Figura 38.** Diseño del Waste pass

Revisar el Anexo 10 en donde se detalla el diseño del waste pass

**7.1.9. Diseño de la Parrilla**

Para el diseño de la parrilla se consideró rieles ya que el acero es de alta resistencia y puede soportar las cargas pesadas y el desgaste constante, a continuación, en la Tabla 41 se describe las especificaciones técnicas.

**Tabla 41.** Características del Riel

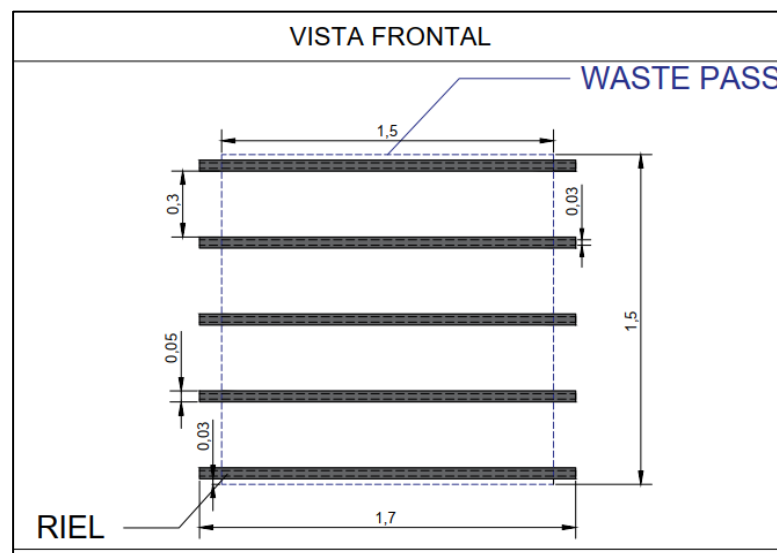
Características del Riel				
Parámetro	Especificación	Unidad		
	Peso	8.42	Kg/m	
	Largo	6	m	
	Capacidad de soporte	5	Ton	
	Altura del riel	65	mm	
	Ancho inferior	54	mm	
	Grosor de la banda	7	mm	
	Ancho de la cabeza	25	mm	

Nota. Gloryrail (2024).

Para determinar la distancia adecuada entre los rieles se consideró como base el diámetro del trozo de roca más grande, en este caso de 0.30m y un ángulo de inclinación de 9° para evitar la acumulación y estancamiento del material, además teniendo en cuenta que las dimensiones del waste pass son de 1.50 x 1.50 metros, la longitud de los rieles es de 1.70 metros ya que se dejó 0.10 metros para que sirvan como punto de apoyo.

$$\text{Distancia entre barrotes} = 0.90 * 0.25m = \mathbf{0.23\ m} \approx \mathbf{0.30m}$$

A continuación, en la Figura 39 se presenta el diseño de la parrilla



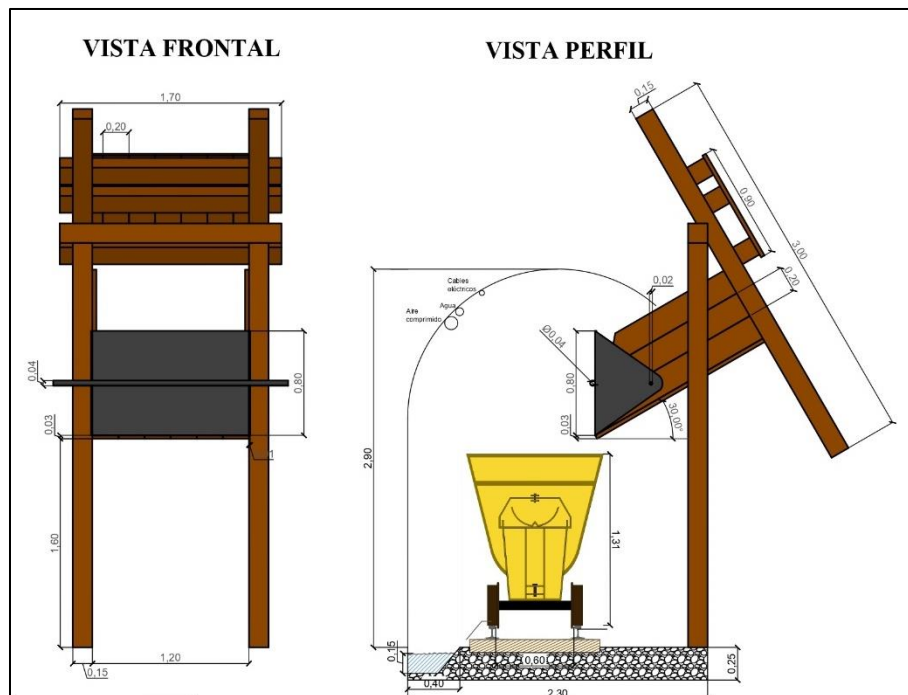
**Figura 39.** Diseño de la parrilla

Revisar el Anexo 11 en donde se detalla el diseño de la parrilla

### 7.1.10. Diseño del chute

Para el diseño del chute se consideró utilizar para la estructura principal y los soportes del buzón madera de eucalipto, mientras que la tapa que regula la salida de material estéril se construirá con acero.

Además, se consideró un ángulo de cambio de dirección de  $30^\circ$  con el fin de mantener un flujo óptimo del material y una altura de 1.60 metros, teniendo en cuenta que la empresa labora con carros mineros V 40 los cuales tienen una altura de 1.25 m. A continuación, en la Figura 40 se presenta el diseño de la parrilla.

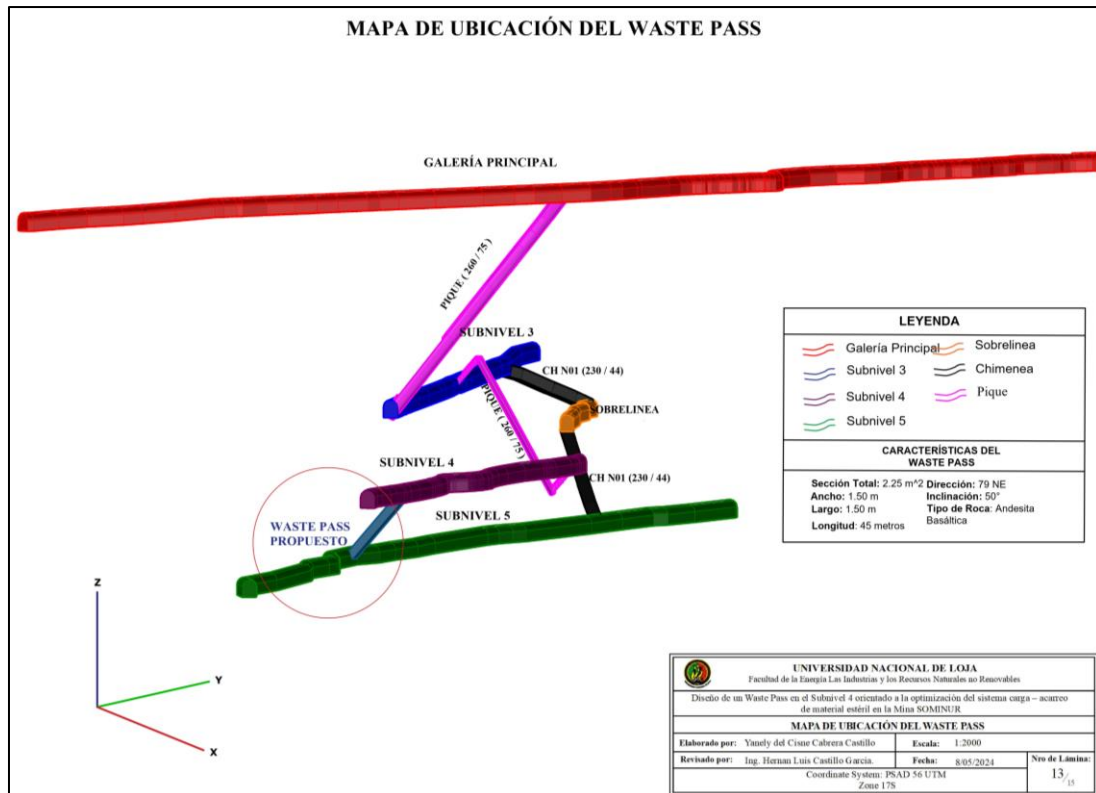


**Figura 40.** Diseño del chute

Revisar el Anexo 12 en donde se detalla el diseño del buzón

### 7.1.11. Ubicación del Waste Pass

Se encuentra ubicado en el subnivel 5 y subnivel 4 de la mina SOMINUR, como se observa en la Figura 41. (Ver Anexo 13 y Anexo 14)



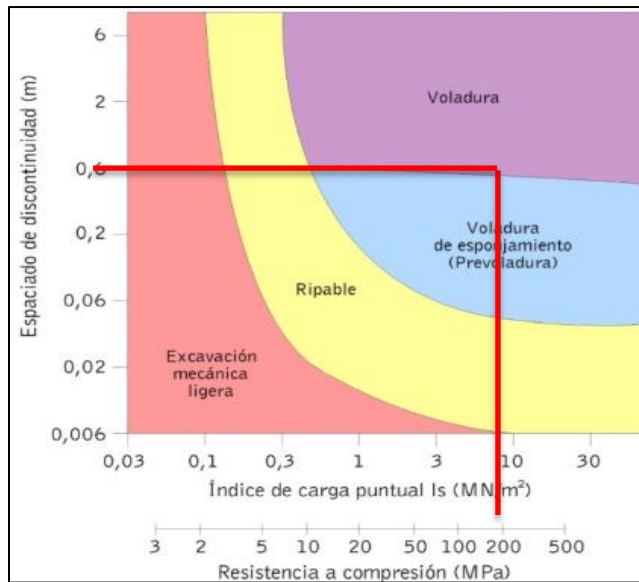
**Figura 41.** Mapa de ubicación del waste pass

### 7.1.12. Ciclo de trabajo

#### 7.1.12.1. Determinación del método de excavabilidad del macizo rocoso

La excavabilidad del macizo rocoso se determinó a partir sus propiedades. De acuerdo con la clasificación de Franklin (1971), el macizo se caracteriza mediante su resistencia a la compresión simple y el espaciamiento entre fracturas. Esta caracterización permite seleccionar el método de excavación más adecuado. En la zona de estudio, el macizo presenta una resistencia a la compresión simple de 163.93 MPa y un espaciamiento entre fracturas que varía entre 0.6 y 2 metros.





**Figura 42.** Clasificación de rocas para su excavabilidad


Nota. Franklin (1974)

De acuerdo a la clasificación de Franklin, el método de excavación óptimo es el de Voladura para el macizo rocoso de la mina SOMINUR.

### 7.1.12.2. Perforación y voladura

**Perforación:** Para el franqueo ascendente del waste pass la máquina más adecuada es Stopper Ysp45, la cual utiliza un sistema neumático de rotopercusión. A continuación, en la Tabla 42 se presenta las especificaciones técnicas.

**Tabla 42.** Especificaciones técnicas de la perforadora Stopper Ysp45

<b>Perforadora Stopper Ysp45</b>			
	<b>Características</b>	<b>Especificaciones</b>	<b>Unidad</b>
	Peso	26	Kg
	Longitud	661	Mm
	$\phi$ del cilindro	80	Mm
	Carrera del pistón	60	Mm
	Presión de trabajo	0.4	MPa
	Energía de impacto	$\geq 44$	J
	Frecuencia de impacto	$\geq 36$	HZ
	Consumo de aire	$\leq 58$	L/s
	Torque	$\geq 23$	N°m
	Velocidad de perforación	$\geq 470$	Mm/min
	$\phi$ interior manguera de aire	25	mm
	$\phi$ interior manguera de agua	13	Mm
	$\phi$ de perforación	34-42	mm

Nota. Perfoexpress (2023)

**Elección del explosivo:** Se selecciono el explosivo en función de la impedancia de la roca y del explosivo, tomando en cuenta el valor promedio del índice Q de Barton para el waste pass. Los cálculos realizados se presentan a continuación y se resumen en la Tabla 33.

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

$$Vop = (1000 * \ln 68.45) + 3500$$

$$Vop = 7726.10 \frac{m}{s}$$

$$\text{Impedancia del explosivo} = \rho_e * VoD$$

$$\text{Impedancia del explosivo} = 1.14 \frac{kg}{m^3} * 5700 \frac{m}{s}$$

$$\text{Impedancia del explosivo} = 6498$$

$$\text{Impedancia de la roca} = \rho_r * Vop$$

$$\text{Impedancia de la roca} = 2.90 \frac{kg}{m^3} * 7726.10 \frac{m}{s}$$

$$\text{Impedancia de la roca} = 22\ 405.69$$

$$6498 < 22405.69$$

A continuación, en la Tabla 43 se presenta el criterio de impedancia para la elección del explosivo.

**Tabla 43.** Elección del explosivo según el criterio de la impedancia

Parámetro	Emulnor 3000	Anfo
Vop	$7726.10 \frac{m}{s}$	$7726.10 \frac{m}{s}$
$\rho_e$	$1.14 \frac{kg}{m^3}$	$0.8 \frac{kg}{m^3}$
VoD	$5700 \frac{m}{s}$	$3200 \frac{m}{s}$
$\rho_r$	$2.90 \frac{kg}{m^3}$	$2.90 \frac{kg}{m^3}$
Impedancia de la roca	22 405.69	22 405.69
Impedancia del explosivo	6 498	6 498
Q de Barton	68.45	68.45
Cumple	SI	SI

Las propiedades de los explosivos empleados en el pasaporte de perforación y voladura se encuentran detallados en la Tabla 44 el explosivo de fondo, y en la Tabla 45 el explosivo de columna y en la Tabla 46 la mecha lenta y el fulminante.

**Tabla 44.** Parámetros de Emulnor 3000 1” x 12”

<b>Parámetro</b>	<b>Emulnor 3000</b>	<b>Unidad</b>
Densidad relativa	1.14	g/cm <sup>3</sup>
Velocidad de detonación (VOD) Confinado	5700	m/s
Velocidad de detonación (VOD) S/Confinado	4400	m/s
Presión de Detonación	93	Kbar
Energía	920	Kcal/kg
Volumen Normal de gases	880	L/Kg
Longitud del explosivo	0.3048	m
Diámetro del explosivo	0.0254	m
Masa del explosivo por cartucho	0.1736	kg
Potencia Relativa en Peso	100	%
Potencia Relativa en Volumen	145	%
Resistencia al agua	Excelente	***

**Tabla 45.** Parámetros del Anfo Normal

<b>Anfo Normal</b>		
Densidad	0.80	g/cm <sup>3</sup>
Velocidad de detonación (VOD) confinado	2450	m/s
Longitud del Explosivo	0.30	m
Diámetro del Explosivo	0.318	m
Volumen de gases	985	L/kg
Calor de explosión	911	Kcal/kg
Vida Útil	1	Año

**Tabla 46.** Parámetros del Fulminante y Mecha de seguridad

<b>Fulminante ordinario N°8</b>		
Longitud	45	mm
Diámetro	6.3	mm
Volumen Trausl	23	cm <sup>3</sup>
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Buena	-----
<b>Mecha de seguridad</b>		
Velocidad de combustión	150	s/m
Diámetro externo	5.2	Mm

**Nota:** Catalogo de EXPLOCEN C.A.)

**Cálculo del pasaporte de perforación y voladura:** Se diseño el pasaporte de perforación y voladura en base a las características de la roca y las dimensiones del waste pass presentadas en la Tabla 47.

**Tabla 47.** Características del waste pass

<b>Características waste pass</b>	
Ancho waste pass	1.50 m
Alto waste pass	1.50 m
<b>Características de la roca</b>	
Tipo de roca	Andesita basáltica
Peso específico promedio de las rocas	2.9 Tn/m <sup>3</sup>
Resistencia de la roca promedio	163.55 MPa
Esponjamiento	1.9
Porosidad	0.86

### **Características del barreno**

– **Diámetro de barrenos**

$$db = dc + 4; mm$$

$$db = 25.4 + 4; mm$$

$$db = 29.4 mm = 36 mm$$

dc= diámetro del explosivo (Emulnor 3000)

– **Diámetro del barreno vacío**

Se considera el número de barrenos para el diámetro de vacío de 3

$$\varphi_2 = \varphi_1 \sqrt{n}$$

$$\varphi_2 = 36 * \sqrt{3}$$

$$\varphi_2 = 62.35 mm = 62 mm$$

Donde:

dc: Diámetro del cartucho de sustancia explosivo:0.028m=28mm

– **Longitud de perforación**

$$Lp = 0.15 + 34D_2 - 39.4D_2^2$$

$$Lp = 0.15 + 34(0.062)_2 - 39.4(0.062)_2^2$$

$$Lp = 0.15 + 2.11 - 0.15$$

$$Lp = 2.41 m$$

**Nota:** Al tratarse de una labor de preparación con dimensiones de 1.50m \* 1.50m, se considera barrenos de 1.20 m

D<sub>2</sub>: Diámetro del barreno vacío, 0.062m

– **Longitud de avance**

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

$$X = 0.95 * L$$

$$X = 0.95 * 1.2$$

$$X = 1.14 \text{ m}$$

– **Error de Perforación**

$$E_p = (\alpha * L_{real}) + e'$$

$$E_p = (0.01 * 1.14) + 0.02 = 0.031 \text{ m}$$

Donde:

Ep: error de perforación (m).

$\alpha$ : desviación angular (m/m).

e': error de emboquillaje (m).

Lreal: profundidad de perforación (m).

– **Longitud de Retacado**

$$T = 10 * db$$

$$T = 10 * 0.036$$

$$T = 0.36 \text{ m} \approx 0.30 \text{ m}$$

**Selección del tipo de Cuele:** Se diseño una malla de perforación y voladura para el waste pass con un cuele paralelo de 3 taladros de alivio, esto debido principalmente por la gran resistencia a la compresión que presenta el macizo rocoso en la zona de estudio. El diseño contempla cuatro secciones de cuele, hastiales, destroza y zapatero con un emboquille de 3° hacia fuera de la sección; su disposición y espaciamento serán descritos a continuación:

**Diseño del cuele de 4 secciones:**

– **Burden Teórico (Primera Sección)**

$$B_1 = 1.7 * D_2$$

$$1.7 * 0.062$$

$$B_1 = 0.11 \text{ m}$$

– **Burden Práctico**

$$B_{prác} = B_{máximo} - E_p$$

$$B_{prác} = 0.11 - 0.031$$

$$B_{prác} = 0.08 \text{ m}$$

– **Espaciamento ( $Sc_1$ )**

$$Sc_1 = B_p * \sqrt{2}$$

$$Sc_1 = 0.08 * \sqrt{2}$$

$$Sc_1 = \mathbf{0.11m}$$

- *Cálculo del consumo específico de explosivo C.E*

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

$$CE = \frac{0.56 * 2.90 \frac{kg}{m^3} * \tan\left(\frac{76 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 96}{3.3}}} = \mathbf{0.92 \frac{kg}{m^3}}$$

- *Constante de la roca*

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

$$C = 0.8784 * (0.92) + 0.0052 = \mathbf{0.81}$$

- *Burden Teórico (Segunda Sección)*

$$B_2 = \mathbf{0.088} \sqrt{\frac{Sc_1 * q_0 * PRP_{Anfo}}{\phi_1 * C}}$$

$$B_2 = 0.088 \sqrt{\frac{0.11 * 0.58 * 1}{0.036 * 0.81}}$$

$$B_2 = \mathbf{0.13}$$

- *Burden Práctico*

$$B_{prác} = B_{máximo} - E_p$$

$$B_{prác} = 0.13 - 0.031$$

$$B_{prác} = \mathbf{0.10 m}$$

- *Espaciamiento (Sc<sub>2</sub>)*

$$Sc_2 = B_{prác} + \left(\frac{Ah'}{2}\right) \sqrt{2}$$

$$Sc_2 = 0.10 + \left(\frac{0.11}{2}\right) \sqrt{2}$$

$$Sc_2 = \mathbf{0.20}$$

**Donde:**

*Ah'*: ancho generado del cuadrante anterior.

Los cálculos correspondientes a las demás secciones siguen el mismo procedimiento que la sección dos. Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla 48.

**Tabla 48.** Diseño del Cuele

Sección	Burden Teórico (m)	Burden Práctico (m)	Espaciamiento (m)	N° Barrenos
Primera	0.11	0.08	0.11	4
Segunda	0.13	0.10	0.20	4
Tercera	0.18	0.15	0.30	4

**Cálculo de cargas del Cuele**

*Concentración Lineal de Carga*

– *Carga de Fondo*

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

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

$$q_1 = 0.58 \frac{kg}{m}$$

– *Carga de Columna*

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

$$q_2 = 0.80 \frac{g}{cm^3} * \frac{\pi * (31.8)^2}{4} * 10^{-3}$$

$$q_2 = 0.63 \frac{kg}{m}$$

– *Peso Lineal del Retacado*

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

$$q_t = 1.5 \frac{g}{cm^3} * \frac{\pi * (31.8)^2}{4} * 10^{-3}$$

$$q_t = 1.19 \frac{kg}{m}$$

**Distribución de Cargas en los Barrenos del cuele, destroza y Zapatera.**

$$Longitud\ de\ taco = 0.30\ m$$

$$Longitud\ carga\ de\ fondo = \frac{H}{3}$$

$$Lcf = \frac{1.20m}{3}$$

$$Lcf = 0.4m$$

$$Longitud\ carga\ de\ columna = H - (Lcf + T)$$

$$L_{cc} = 1.2 \text{ m} - (0.4 \text{ m} + 0.30 \text{ m})$$

$$L_{cc} = 0.5 \text{ m}$$

*Carga de fondo*

$$Q_F = L_{cf} * q_1$$

$$Q_F = 0.4 \text{ m} * 0.58 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

$$Q_F = 0.23 \text{ kg}$$

$$N_{ccf} = \frac{L_{cf}}{L_{\text{cartucho}}}$$

$$N_{ccf} = \frac{0.4 \text{ m}}{0.3048 \text{ m}}$$

$$N_{ccf} = 1.30 \text{ cartuchos}$$

$$N_{ctcf} = N_{ccf} * N_{BC}$$

$$N_{ctcf} = 1.30 * 12$$

$$N_{ctcf} = 15.6 \text{ cartuchos}$$

$$Q_{FT} = Q_F * N_{BC}$$

$$Q_{FT} = 0.23 \text{ kg} * 12$$

$$Q_{FT} = 2.76 \text{ kg}$$

*Carga de columna*

$$Q_C = L_{cc} * q_2$$

$$Q_C = 0.5 \text{ m} * 0.63 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

$$Q_C = 0.31 \text{ kg}$$

$$N_{ccc} = \frac{L_{cc}}{L_{\text{cartucho}}}$$

$$N_{ccc} = \frac{0.5 \text{ m}}{0.3048 \text{ m}}$$

$$N_{ccc} = 1.64 \text{ cartuchos}$$

$$N_{ccc} = N_{ccc} * N_{BC}$$

$$N_{ctcf} = 1.64 * 12$$

$$N_{ctcf} = 19.68 \text{ cartuchos}$$

$$Q_{FT} = Q_C * N_{BC}$$

$$Q_{FT} = 0.31 \text{ kg} * 12$$

$$Q_{FT} = 3.72 \text{ kg}$$

$$Q_{TB} = Q_{FB} + Q_{CB}$$

$$Q_{TB} = 0.23 \text{ kg} + 0.31 \text{ kg}$$

$$Q_{TB} = 0.54 \text{ kg}$$

$$Q_{CT} = Q_{TB} * N_{BC}$$

$$Q_{CT} = 0.54 \text{ kg} * 12$$

$$Q_{CT} = 6.48 \text{ kg}$$

**Tabla 49.** Distribución de cargas Cuele

N° Secciones	Longitud carga de fondo (m)	Longitud carga de columna (m)	Carga de fondo (kg)	Carga de Columna (kg)	N° Barrenos	Carga total de fondo (kg)	Carga total de Columna (kg)
Primera	0.40	0.5	0.23	0.31	4	0.92	1.24
Segunda	0.40	0.5	0.23	0.31	4	0.92	1.24
Tercera	0.40	0.5	0.23	0.31	4	0.92	1.24
		<b>Subtotal</b>			<b>16</b>	<b>2.76</b>	<b>3.72</b>
		<b>Total</b>					<b>6.48</b>



## Hastiales

- *Constante corregida*

$$B \leq 0.6 * L_{real}$$

$$B \leq 0.6 * 1.14$$

$$B \leq 0.68$$

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

$$\bar{c} = 0.81 + \frac{0.07}{0.68} = 0.9$$

- *Burden teórico*

$$B_{teor} = 0.9 \sqrt{\frac{q * PRPanfo}{c * f * \left(\frac{S}{b}\right)}}$$

$$B_{teor} = 0.9 \sqrt{\frac{0.58 * 1}{0.9 * 1.45 * 1.25}} = 0.54 \text{ m}$$

- *Burden práctico*

$$B_{Hp} = B_{teor} - H \sin(\alpha) - Ep$$

$$B_{Hp} = 0.54 - 1.14 \sin(3) - 0.031$$

$$B_{HP} = 0.44 \text{ m}$$

- *Numero de barrenos de los hastiales*

$$NT_H = \frac{h_{disp}}{\frac{S}{b}} + 2$$

$$NT_H = \frac{1.30}{1.25} + 2$$

$$NT_H = 3 \text{ barrenos por hastial}$$

- *Espaciamiento*

$$E_H = 0.3345 * h_{disp}$$

$$E_H = 0.3345 * 1.30$$

$$E_H = 0.43 \text{ m}$$

Se determinó un valor de 0.33 m considerando la calidad del macizo rocoso.

## Distribución de cargas Hastiales y Corona

$$\text{Longitud de carga de fondo} = \frac{H}{6}$$

$$L_{cf} = \frac{1.20}{6}$$

$$L_{cf} = 0.20 \text{ m}$$

$$\text{Longitud de carga de columna} = H - (L_{cf} + T)$$

$$L_{cc} = 1.20 - (0.2 + 0.3)$$

$$L_{cc} = 0.7 \text{ m}$$

*Carga de fondo*

$$Q_F = L_{cf} * q_1$$

$$Q_F = 0.20 \text{ m} * 0.58 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

$$Q_F = 0.12 \text{ kg}$$

$$N_{ccf} = \frac{L_{cf}}{L_{\text{cartucho}}}$$

$$N_{ccf} = \frac{0.2 \text{ m}}{0.3048 \text{ m}}$$

$$N_{ccf} = 0.66 \text{ cartuchos}$$

$$N_{ctcf} = N_{ccf} * N_{BC}$$

$$N_{ctcf} = 0.66 * 6$$

$$N_{ctcf} = 3.96 \text{ cartuchos}$$

$$Q_{FT} = Q_F * N_{BC}$$

$$Q_{FT} = 0.12 * 6$$

$$Q_{FT} = 0.72 \text{ kg}$$

*Carga de columna*

$$Q_C = L_{cc} * q_2$$

$$Q_C = 0.7 \text{ m} * 0.63 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

$$Q_C = 0.44 \text{ kg}$$

$$N_{ccc} = \frac{L_{cc}}{L_{\text{cartucho}}}$$

$$N_{ccc} = \frac{0.7 \text{ m}}{0.3048 \text{ m}}$$

$$N_{ccc} = 2.30 \text{ cartuchos}$$

$$N_{ctcc} = N_{ccc} * N_{BC}$$

$$N_{ctcc} = 2.30 * 6$$

$$N_{ctcc} = 13.78 \text{ cartuchos}$$

$$Q_{CT} = Q_C * N_{BC}$$

$$Q_{CT} = 0.44 \text{ kg} * 6$$

$$Q_{CT} = 2.64$$

$$Q_{TB} = Q_{FB} + Q_{CB}$$

$$Q_{TB} = 0.12 \text{ kg} + 0.44 \text{ kg}$$

$$Q_{TB} = 0.56 \text{ kg}$$

$$Q_{CT} = Q_{TB} * N_{BC}$$

$$Q_{CT} = 0.56 \text{ kg} * 6$$

$$Q_{CT} = 3.36 \text{ kg}$$

**Tabla 50.** Dimensiones Corona

<b>Parámetro</b>	<b>Hastiales</b>
Burden Teórico (m)	0.54
Burden Práctico (m)	0.44
Espaciamiento (m)	0.33
Longitud de carga de fondo (m)	0.20
Longitud de carga columna (m)	0.70
Carga de fondo (kg)	0.12
Carga total de fondo (kg)	0.72
Carga de columna (kg)	0.44
Carga total de columna (kg)	2.64
Número de barrenos	6
N° cartuchos carga de fondo	3.96
N° cartuchos carga de columna	13.78

**Cálculo de la Zapatera y Corona:** Dado que la sección del waste pass es cuadrada, los cálculos aplicados en la corona fueron los mismos que en la zapatera, sin embargo, en el cálculo de las cargas en la corona se consideró la menor cantidad de explosivo requerida en comparación con la zapatera.

– *Constante corregida*

$$B \leq 0.6 * L_{real}$$

$$B \leq 0.6 * 1.14$$

$$B \leq 0.68$$

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

$$\bar{c} = 0.81 + \frac{0.07}{0.68} = 0.9$$

– *Burden teórico de la zapatera*

$$B_{teor} = 0.9 \sqrt{\frac{q * PRPanfo}{c * f * \left(\frac{s}{b}\right)}}$$

$$B_{teor} = 0.9 \sqrt{\frac{0.58 * 1}{0.9 * 1.45 * 1}} = 0.6 m$$

– *Burden práctico de la zapatera*

$$B_{zp} = B_{teor} - H \sin(\alpha) - Ep$$

$$B_{zp} = 0.6 - 1.14 \sin(3) - 0.031$$

$$B_{zp} = 0.51m$$

- *Numero de barrenos zapatera*

$$NT_z = \frac{AT + 2L\sin(\alpha)}{B_z * \frac{s}{b}} + 2$$

$$NT_z = \frac{1.5 + 2(1.14)\text{sen}3}{0.6 * 1} + 2$$

$$NT_z = 4 \text{ barrenos}$$

- *Espaciamiento*

$$E_z = \frac{AT + 2L * \text{Sen}3}{N_{T2} - 1}$$

$$E_z = \frac{1.50 + (2 * 1.14 * \text{sen} 3)}{4 - 1}$$

$$E_z = 0.5 \text{ m}$$

Se determinó un valor de 0.43 m considerando la buena calidad del macizo rocoso.

**Tabla 51.** Dimensiones Zapatera y Corona

Parámetro	Zapatera	Corona
Burden Teórico (m)	0.6	0.60
Burden Práctico (m)	0.51	0.51
Espaciamiento (m)	0.43	0.50
Longitud de carga de fondo (m)	0.40	0.20
Longitud de carga columna (m)	0.50	0.70
Carga de fondo (kg)	0.23	0.12
Carga total de fondo (kg)	0.92	0.48
Carga de columna (kg)	0.31	0.44
Carga total de columna (kg)	1.24	1.76
Número de barrenos	4	4
Nº cartuchos carga de fondo	1.30	2.64
Nº cartuchos carga de columna	5.2	9.2

### *Destroza*

- *Espaciamiento*

$$E = 15 D_1$$

$$E = 15 * 0.036$$

$$E = 0.6 \text{ m}$$

$$\text{Burden Teórico} = \frac{E}{S/B}$$

$$B_{teor} = \frac{0.60}{0.80}$$

$$B_{teor} = 0.75m$$

- *Burden practico teórico*

$$B_{DP} = B_{teor} - L \times \text{sen} \alpha - Ep$$

$$B_{DP} = 0,75 - 1,30 \text{ sen}(0) - 0,031$$

$$B_{DP} = 0,71 m$$

*Número de barrenos*

$$NT_D = \frac{\text{Adisponible}}{B_{teor} * S/B} = \frac{1.30}{0.75 * 0.8} + 2 = 4 \text{ barrenos}$$

**Tabla 52.** Distribución de Cargas Destroza

Parámetro	Destroza
Burden Teórico (m)	0.75
Burden Práctico (m)	0.71
Espaciamiento (m)	0.60
Longitud de carga de fondo (m)	0.40
Longitud de carga columna (m)	0.50
Carga de fondo (kg)	0.23
Carga total de fondo (kg)	0.92
Carga de columna (kg)	0.31
Carga total de columna (kg)	1.24
Número de barrenos	4
Nº cartuchos carga de fondo	1.64
Nº cartuchos carga de columna	6.16

Los valores de las cargas se resumen en la Tabla 53.

**Tabla 53.** Resumen de los cálculos de carga total por voladura.

Sección	Carga de columna (kg)	Carga de fondo (kg)	Carga Total (kg)
Cuele	3.72	2.76	6.58
Hastiales	2.64	0.72	3.36
Zapatera	1.24	0.92	2.16
Corona	1.76	0.48	2.24
Destroza	1.24	0.92	2.16
<b>Carga total por malla (kg)</b>	<b>10.60</b>	<b>5.80</b>	<b>16.40</b>

## Retacado

Para el retacado se consideró arena fina

$$Q_{TB} = T * q_t$$

$$Q_{TB} = 0.30m * 1.19 \frac{kg}{m}$$

$$Q_{TB} = 0.36 \text{ kg}$$

$$N_T = \frac{T}{L_{cartucho}}$$

$$N_T = \frac{0.30 \text{ m}}{0.30 \text{ m}}$$

$$N_T = 1$$

$$N_{TT} = N_T * N_{BC}$$

$$N_{TT} = 1 * 33$$

$$N_{TT} = 33$$

$$Q_{TT} = Q_{TB} * N_{BC}$$

$$Q_{TT} = 0.36 \text{ Kg} * 33$$

$$Q_{TT} = 11.88 \text{ kg de arena}$$

## Mecha lenta de Seguridad y Fulminantes

$$M_L = \frac{\text{tiempo de seguridad}}{V_c}$$

$$M_L = \frac{300\text{seg}}{150 \frac{\text{seg}}{m}}$$

$$M_L = 2 \text{ m}$$

$$M_{LTOTAL} = M_L * N_{BC}$$

$$M_{LTOTAL} = 2\text{m} * 33$$

$$M_{LTOTAL} = 66\text{m}$$

Donde:

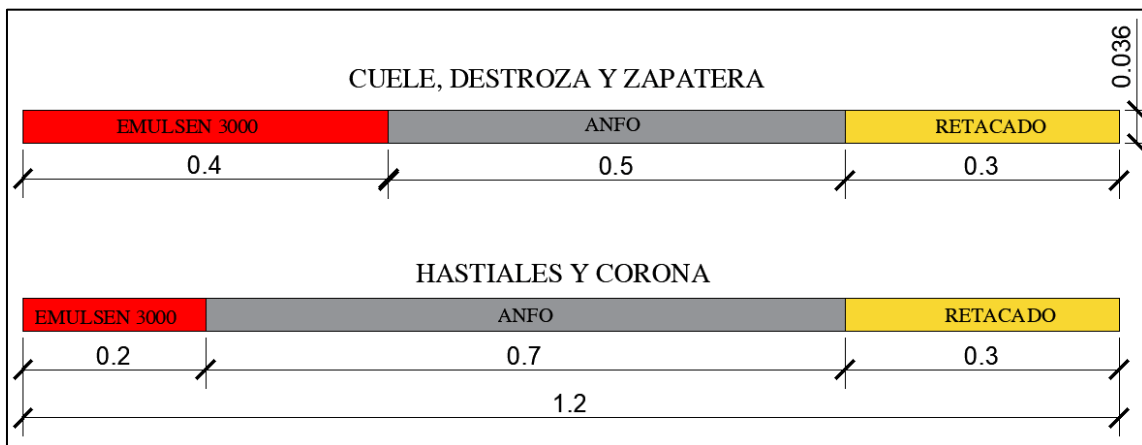
$M_L$ : longitud de mecha lenta por cada barreno (m).

$V_c$ : velocidad de combustión de la mecha lenta.

$N_{BC}$ : número de barrenos cargados.

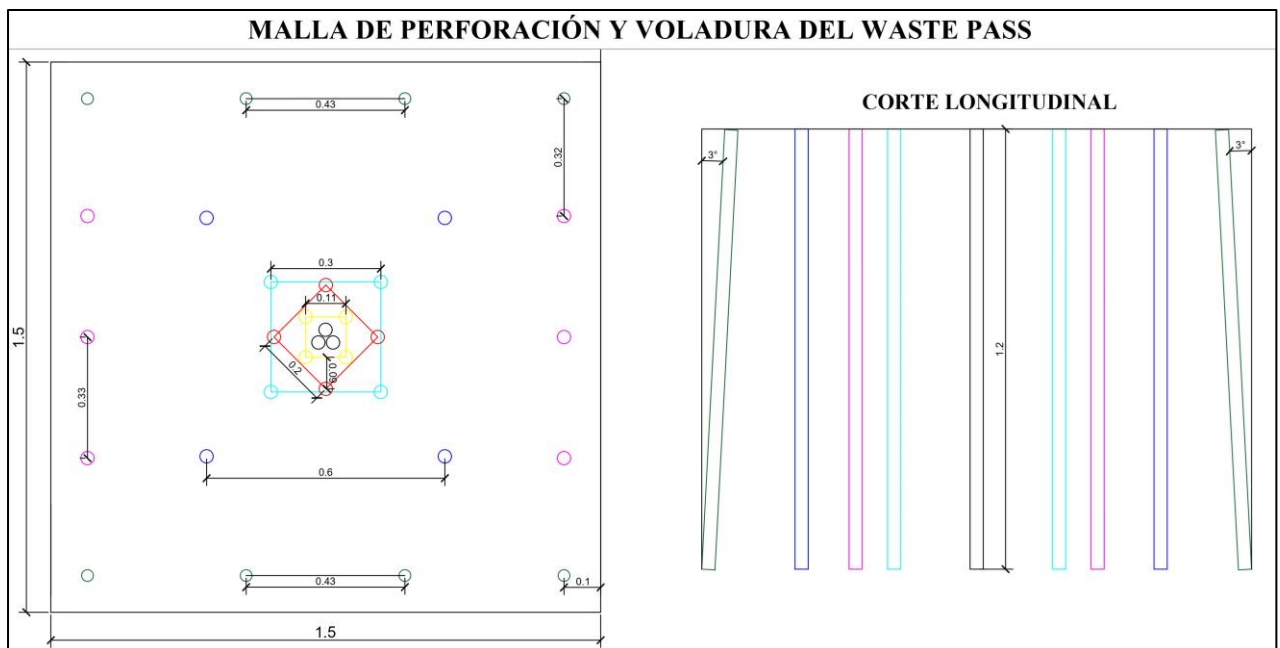
Se necesitará 66 m de mecha de seguridad por cada voladura, más 1.50 m de mecha para realizar el encendido.

Se definieron dos distribuciones de carga en los barrenos: una para la sección de arranque, ayudas y zapateras y otra aplicada a la sección de contornos, que comprende la corona y los hastiales (ver Figura 43).



**Figura 43.** Distribución de Cargas

A continuación, en la Figura 44 se presenta el diseño de la malla de perforación



**Figura 44.** Diseño de la malla de perforación

Revisar el Anexo 15 en donde se detalla el diseño de la malla de perforación

### **Cálculo de las Variables Tecnológicas.**

- *Volumen Arrancado por Voladura.*

$$V_T = A_T * L$$

$$V_T = 2.25m^2 * 1.14 m$$

$$V_T = 2.57 m^3$$

- *Tonelaje Arrancado por Voladura*

$$T = \rho_a * V_T$$

$$T = 2.90 \frac{Tn}{m^3} * 2.57 m^3$$

$$T = 7.45 Tn$$

- *Factor de Carga Lineal*

$$F_{cl} = \frac{Q_T}{L}$$

$$F_{cl} = \frac{18.56 kg}{1.14 m}$$

$$F_{cl} = 16.28 \frac{kg}{m}$$

- *Factor de Carga*

$$FC = \frac{Q_T}{V_T}$$

$$FC = \frac{18.56 kg}{2.57 m^3}$$

$$FC = 7.22 \frac{kg}{m^3}$$

- *Factor de Potencia*

$$FP = \frac{Q_T}{T}$$

$$FP = \frac{18.56 kg}{7.45 Tn}$$

$$FP = 2.49 \frac{kg}{Tn}$$



### 7.1.12.3. Ventilación

Se ha estimado el caudal necesario que proporcione una atmósfera en condiciones óptimas. Para ello, se ha considerado el número de personal en el frente de trabajo y la cantidad de sustancias explosivas. Los cálculos correspondientes se detallan a continuación:

#### – Caudal de aire necesario para el número de trabajadores

El Reglamento de Salud y Seguridad en el Trabajo en el Ámbito Minero, establece en el capítulo sobre ventilación (Art. 88), establece un consumo mínimo de aire de 3 m<sup>3</sup>/min por persona. Este valor se utiliza como base para calcular el flujo total de aire necesario, considerando el número de trabajadores presentes en el área de trabajo:

$$Q_t = q_t * N_t * K_p$$

Donde:

$q_t$  = Flujo de aire por persona; 3 m<sup>3</sup>/min

$N_t$  = Número max. de personas; 5 personas

$K_p = 1.25 \leq k_p \leq 1.45$

$$Q_t = 3 * 5 * 1.25$$

$$Q_t = 18.75 \text{ m}^3/\text{min}$$

#### – Caudal requerido por el empleo de sustancia explosiva

El caudal de aire necesario para dispersar los gases generados por la detonación de explosivos en un waste pass se puede determinar con la siguiente ecuación:

$$Q_{SE} = \frac{2.25 * S_{luz}}{60 * t} * \sqrt{\frac{K * q_{ec} * b * l^2}{S_{luz}}}$$

Donde:

t = Tiempo de dilución de los gases: 120 min

k = Coeficiente que toma en cuenta la saturación del agua, 0.6 para galerías subterráneas

$S_{luz}$  = Sección luz del waste pass: 2.25m<sup>2</sup>

b: Volumen de gases por cada kg de explosivo: 901 l/kg

$$b = \frac{\text{Emulsen 5000} + \text{Anfo normal}}{2}$$

$$b = \frac{951 + 851}{2} = 901 \text{ l/kg}$$

L = Longitud del waste pass: 45 m

$q_{ec}$  = Cantidad de explosivo detonado por turno: 27kg

$$Q_{SE} = \frac{2.25 \cdot 2.25}{60 \cdot 120} * \sqrt{\frac{0.6 \cdot 27 \cdot 901 \cdot 45^2}{2.25}} = 2.54 \text{ m}^3/\text{min}$$

– **Velocidad mínima de movimiento del aire en el frente**

El Reglamento de Seguridad y Salud de Trabajo (Art. 90), establece un valor mínimo de 15 m/min.

$$Q = S_{luz} * V_{min}$$

$$Q = 2.25 \text{ m}^2 * 15 \text{ m/min}$$

$$Q = 33.75 \text{ m}^3/\text{min}$$

– **Caudal de aire considerando las pérdidas por caudal**

$$Q_P = Q_t * \left(1 + \frac{H * L}{100}\right)$$

$$Q_P = 33.75 * \left(1 + \frac{0.05 * 45}{100}\right)$$

$$Q_P = 34.51 \text{ m}^3/\text{min}$$

Donde

H: Porcentaje de pérdidas cada 100 m: 5%

– **Caudal de aire requerido**

$$Q_T = (18.75 + 2.54 + 33.75 + 34.51) \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q_T = 89.55 \text{ m}^3/\text{min}$$

En función a la cantidad de caudal necesario se consideró la implementación de un ventilador axial VAF 8000 A/B, el cual proporciona un caudal de 203.4 m<sup>3</sup>/min

La Tabla 54 detalla las especificaciones del ventilador seleccionado.

**Tabla 54.** Especificaciones del ventilador

<b>Especificaciones</b>	
<b>Tensión</b>	220/240V
<b>Frecuencia</b>	50/60Hz
<b>Motor Eléctrico</b>	5HP
<b>RPM</b>	3450
<b>ACFM</b>	2000(203,4 m <sup>3</sup> /min)
<b>P.E.max</b>	6,1”
<b>Peso</b>	119 Lbs



#### 7.1.12.4. Saneamiento


Antes de iniciar las labores de saneamiento, se realiza una inspección minuciosa del estado del techo y los lados de la excavación, especialmente en las zonas cercanas al frente de

trabajo, con el fin de identificar y remover desprendimientos de roca, grietas u otras condiciones que representen un riesgo para la seguridad de los trabajadores. Para realizar esta tarea, se utiliza una barretilla de 1.60 para un desprendimiento controlado del material, además de ello se verifica la existencia de tiros quedados, es decir, barrenos que no detonaron durante la voladura anterior. Si se detecta un tiro quedado, se procede a su remoción de manera segura.

#### 7.1.12.5. Carga y Acarreo

El material producto de la voladura será cargado manualmente utilizando palas, luego este material será acarreado por el subnivel 5 y depositado en la escombrera correspondiente, a continuación, en la Tabla 55 se presentan las especificaciones técnicas.

**Tabla 55.** Características del vagón V40

<b>Dimensiones Principales(mm)</b>		
	Modelo	V 40
	Capacidad ( $m^3$ )	1.13
	Alt/s Riel	1250
	Dist. Ejes	620
	Trocha(peso)	500/600
	Long. Total	2155
	Ancho Total	1045
	Dista. Rueda	14 pulg
	Peso Total/	1220 Kg

#### Cálculo del tonelaje

– *Volumen extraído*

$$V_{extraido} = S * l_{avance} * e$$

$$V_{extraido} = 2.25m^2 * 1.14m * 1.9 = 4.87 m^3$$

– *Capacidad por vagón en toneladas*

$$C = Vc * \delta * Ku$$

$$C = 1.13 m^3 * \frac{2.9Tn}{m^3} * 0.9 = 2.95 \frac{Tn}{vagón}$$

Vc: Volumen del carro minero:  $1.13 m^3$

p: densidad de la andesita basáltica:  $\frac{2.9Tn}{m^3}$

Ku: coeficiente de llenado: 90%

– *Número de vagones*

$$N = \frac{V_n}{k_u * V_u} = \frac{4.87m^3}{0.9 * 1.13 \frac{m^3}{vag\acute{o}n}} = 4.78 \cong 5 \text{ vagones}$$

**V<sub>n</sub>**: Volumen extraído

**V<sub>u</sub>**: Capacidad del Vagón

### 7.1.12.6. Iluminación

Al tratarse de una labor de preparación, la cual no requiere de más de 4 trabajadores, se establece una iluminación móvil.

En las áreas de trabajo en donde se necesite una visibilidad moderada, se requiere un nivel de iluminación mínimo de 300 lux, para lo cual se dispondrá de una lampara personal Wisdom KL5M, para cada trabajador con el fin de asegurar una buena visibilidad en el frente de trabajo, a continuación de describe las características en la Tabla 56.


**Tabla 56.** Wisdom K15M

WISDOM KL5M		
	<b>Tipo de batería</b>	Li-ion
	<b>Capacidad de batería</b>	7.8 Ah
	<b>Luminosidad a 1m</b>	18 000 Luxes
	<b>Horas de Iluminación</b>	13 horas
	<b>Tiempo de cargado</b>	5-7 horas
	<b>Vida útil</b>	1200 cargas aprox.

Nota. Comisub (2023)

Para el área de descarga del waste pass se determinó una iluminación fija, y se elegido un reflector tipo led, que se describe a continuación en la Tabla 57:

**Tabla 57.** Especificaciones de la lampara led reflectora Jeta 20wD1

Especificaciones de la Lampara		
Modelo	Led Reflector Jeta 20w DI	
Dimensiones (LxWxH)	129.1x110.7x30.7 mm	
Potencia de entrada	20 W	
Vida útil	30000 h L70	
Ángulo de apertura	65	
Corriente de entrada	0.167 A @ 120 V	
Tipo de luz	LED	
Colorimetría lumínica	Blanco	
Flujo luminoso	1700 lm	
Precio	28.00\$	

### 7.1.12.7. Desagüe

Una vez realizado el recorrido por el subnivel 5 el cual presenta una pendiente positiva de 1.05%, se constató ausencia de agua, sin embargo, se evidencio un caudal de 0.0104L/seg derivado de las actividades de perforación y voladura.

Para asegurar una evacuación eficiente del agua resultante de las actividades de perforación y voladura, se propone un sistema de drenaje por gravedad con la siguiente cuneta ubicada a un costado del subnivel 5, que aprovechará la pendiente positiva, para conducir el agua de manera natural hacia el exterior de la mina.

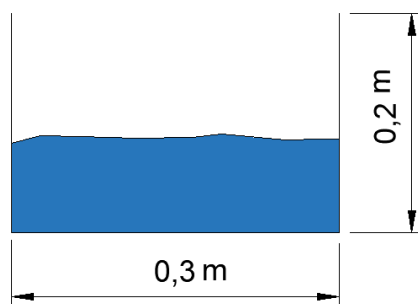


Figura 45. Dimensiones de la cuneta

### 7.1.12.8. Sostenimiento

El sostenimiento adecuado para el waste pass se analizó en base a las metodologías propuestas por Bieniawski y Barton. La Figura 46 muestra que de acuerdo a la calidad del macizo rocoso no requiere la instalación de ningún tipo de sostenimiento.

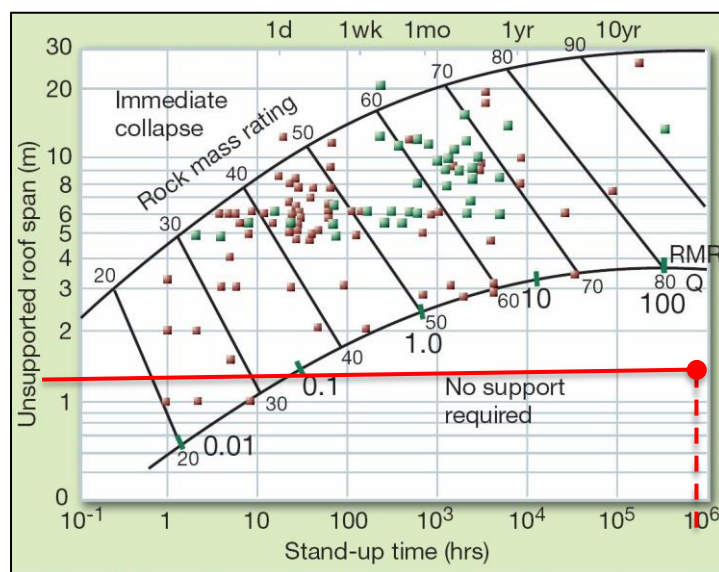


Figura 46. Sostenimiento

De acuerdo a Bieniawski, el sostenimiento del sector comprendido entre las abscisas 0+35.00 y 0+75.00, donde se ubicará el waste pass, no requiere sostenimiento, ya que el macizo

rocoso corresponde a Clase I. En este tipo de macizo, la roca posee una alta resistencia, lo que la hace autosuficiente para mantener la estabilidad de la excavación, así mismo según el índice Q de Barton del sector comprendido entre las abscisas 0+35.00 y 0+75.00 corresponde a roca Muy Buena por lo que no requiere sostenimiento.

### **7.1.13. Planificación de obras para el franqueo del waste pass**

A continuación, se especifican los tiempos, el personal requerido y el cronograma de trabajo.

- **Tiempo de actividades:** A continuación, se describen los tiempos de las actividades del ciclo de trabajo en un turno de 6 horas.

**$T_1$  = tiempo de perforación (horas)**

$$T_p = \frac{N * lb}{V_p * np}$$

$$T_p = \frac{27 * 1.20}{25.38 \frac{m}{h} * 1} = \mathbf{1.30 \text{ horas}}$$

**$T_2$  = tiempo de carga de la sustancia explosiva:** el tiempo requerido se calcula en función del número de barrenos que necesitan ser cargados con explosivo, por ello se determina de la siguiente manera

$$T_{carga\ SE} = \frac{N * t'}{no}$$

$$T_{carga\ SE} = \frac{24 * 3}{2} = \mathbf{36 \text{ min} = 0.6 \text{ horas}}$$

**$T_3$  = tiempo de ventilación del frente (horas):** en este caso se considera un tiempo 1 hora, considerando la sección de  $2.25 \text{ m}^2$  del waste pass

**$T_4$  = tiempo de saneamiento del frente (horas):** para el desprendimiento de roca suelta en un macizo de roca competente esta actividad se realiza en un tiempo de 20 minutos = 0.33 horas

**$T_5$  = tiempo de carga y acarreo (horas)**

Los tiempos empleados para esta actividad se registraron en campo utilizando un cronómetro, obteniendo los siguientes resultados ver Tabla 58:

**Tabla 58.** Tiempo y Distancia de carga acarreo de un vagón

Actividad	Distancia		Cant.	Tiempo de carguío (min)	Tiempo total del Ciclo			Tiempo total (min)
	Total Recorrida (m)	Personal Requerido			Tiempo de ida (min)	Tiempo de descarga (min)	Tiempo de Vuelta (min)	
Carga y acarreo	300	Carreros	2	1	10.7	0.3	3	15

Los tiempos registrados corresponden a él carguío y acarreo de un solo vagón, en este caso se utilizará 5 vagones, lo que corresponde a un tiempo de 1 hora

**$T_6$ : tiempo de instalación de fortificación (horas):** para esta labor no se requiere de fortificación.

**$T_7$ :** Tiempo de actividades auxiliares(horas): Ascenso y colocación de la plataforma; 1 hora.

**Tiempo del ciclo ( $T_c$ ),** estará dado por:

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

$$T_c = 1.30 + 0.6 + 1 + +1 + 0.5+ 0.5 + 1 \text{ (horas)}$$

$$T_c = 5.90 = 6 \text{ (horas)}$$

#### 7.1.13.1. Número de trabajadores por ciclo de avance

La cantidad de trabajadores necesarios para el avance de cada metro de excavación del waste pass se presenta a continuación en la Tabla 59:

**Tabla 59.** Tiempos y números de obrero

Actividad	Duración	Unidad	Número de Obreros	Personal
<b>Preparación</b>	0.33	Horas	2	Obreros
<b>Perforación</b>	1.30	Horas	2	Perforista y ayudante
<b>Carga de explosivo y disparo</b>	0.6	Horas	2	Perforista y ayudante
<b>Ventilación</b>	1	Horas		Mecanizada
<b>Saneamiento</b>	0.16	Horas	1	Obrero
<b>Cargado de material</b>	1	Horas	3	Perforista y Ayudante
<b>Acarreo</b>	0.60	Horas	1	Obrero
<b>Colocación de Plataforma</b>	0.33	Horas	2	Obreros
<b>Total</b>	6	Horas	<b>Total, de personas:</b> 1 perforista, 1 ayudante del perforista y 3 Obreros	

### 7.1.13.2. Cronograma del turno de trabajo

La duración del franqueo del waste pass será de 30 días consideran un avance del 1.14 metros.

**Tabla 60.** Planificación diaria de actividades interior mina

N°	Actividad	Duración	Duración del Ciclo de Trabajo (6 Horas)							
			1	2	3	4	5	6	7	
1	Saneamiento	0.16 horas	■							
2	Limpieza y Desalojo	1.60 horas		■						
3	Colocación de Plataforma	0.33 horas			■					
4	Perforación	1.30 horas				■				
5	Carga de explosivo y disparo	0.6 horas					■			
6	Ventilación	1 hora							■	

A continuación, en la Tabla 61 se presenta el cronograma de construcción del waste pass.



**Tabla 61.** Cronograma de construcción del waste pass

Actividad	Tiempo	SEMANA 1							SEMANA 2							SEMANA 3							SEMANA 4							SEMANA 5							
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31					
Adquisición de equipos e insumos	1 día	■																																			
Traslado de equipos e insumos al frente de explotación	1 día	■																																			
Excavación del waste pass (4.50 m)	2 días		■	■																																	
Instalación de servicios	1 día				■																																
Excavación del waste pass (9 m)	2 días					■	■																														
Instalación de servicios	1 día								■																												
Excavación del waste pass (13.50 m)	2 días									■	■																										
Instalación de servicios	1 día												■																								
Excavación del waste pass (18 m)	2 días													■	■																						
Instalación de servicios	1 día																																				
Excavación del waste pass (22.50 m)	2 días																																				
Instalación de servicios	1 día																																				
Excavación del waste pass (27 m)	2 días																																				
Instalación de servicios	1 día																																				
Excavación del waste pass (31.50m)	2 días																																				
Instalación de servicios	1 día																																				
Excavación del waste pass (36m)	2 días																																				
Instalación de servicios	1 día																																				
Excavación del waste pass (40.50 m)	2 días																																				
Instalación de servicios	1 día																																				
Excavación del waste pass (45 m)	2 días																																				
Instalación de servicios	1 día																																				

#### 7.1.14. Cálculo de costes

##### 7.1.14.1. Costo de mano de obra

El costo de la mano de obra para la excavación del waste pass se determina a partir del salario nominal por persona. El salario nominal es el pago mensual acordado por el trabajo realizado y contempla beneficios adicionales. A continuación, en la Tabla 62 se detalla el costo del personal necesario para la excavación.

**Tabla 62.** Costo por personal

<b>Función</b>	<b>Salario Nominal Por Persona (\$/mes)</b>	<b>Factor Real De Pago</b>	<b>Salario Real \$/mes</b>	<b>Costo Por Día \$/día</b>	<b>Costo Por Hora \$/ h</b>
Jefe de Mina	1400	1.73	2422	80.73	13.46
Supervisor de Área	850	1.76	1496	49.87	8.31
Ingeniero en minas	1000	1.76	1760	58.67	9.78
Ingeniero geólogo	1000	1.76	1760	58.67	9.78
Ayudante del geólogo	850	1.76	1496	49.87	8.31
Perforista	800	1.77	1416	47.20	7.87
Ayudante del perforista	700	1.78	1246	41.53	6.92
Obrero	500	1.81	905	30.17	5.03
Palero	600	1.78	1068	35.60	5.93
Locomotorista	700	1.77	1239	41.30	6.88

##### 7.1.14.2. Costo por materiales e insumos

El costo del uso de equipos de protección personal y herramientas menores se calcula teniendo en cuenta la vida útil de estos equipos y su costo unitario. A continuación, en la Tabla 63 se presenta los costos por materiales e insumos.

**Tabla 63.** Costo por materiales e insumos.

<b>Equipo de Protección Personal</b>				
<b>Equipo</b>	<b>Precio Unitario USD</b>	<b>Vida útil meses</b>	<b>Costo día USD/día</b>	<b>Costo horario USD/h</b>
Casco	30	12	0.114	0.019
Botas	25	3	0.379	0.063
Mascarilla con respirados	50	5	0.455	0.076
Lampara personal	80	3	1.212	0.202
Ropa de trabajo	90	5	0.818	0.136
Orejeras 3M	20	6	0.152	0.025
Guantes	5	3	0.076	0.013
Gafas	8	3	0.121	0.020
Cinturón Minero	10	12	0.038	0.006
Cuerda	30	62	0.022	0.004
Tapón de oídos 3M	2	2	0.045	0.008
			<b>Costo Total</b>	<b>0.572</b>
<b>Herramientas menores</b>				
Flexómetro	5	3	0.056	0.009
Combo	10	12	0.028	0.005
Alicate	4.5	6	0.025	0.004
Pico	20	4	0.167	0.028
Pala Manual	10	4	0.083	0.014
Carretilla	45	6	0.250	0.042
Cinzel	45	8	0.188	0.031
Plomada	15	12	0.042	0.007
SERRUCHO	10	4	0.083	0.014
Barretilla	10	4	0.083	0.014
			<b>Costo Total</b>	<b>0.167</b>

**7.1.14.3. Costo de perforación y voladura**

A continuación, se detalla el costo de los equipos de perforación, los accesorios de voladura y los sistemas de iniciación. A continuación, en la Tabla 64 se presenta los costos de los equipos de perforación y voladura

**Tabla 64.** Costo de los equipos de perforación y voladura

<b>Descripción</b>	<b>Precio Unitario</b>	<b>Unidad</b>
Barrenos de 1.20 m	106	USD/barreno
Brocas (36 mm)	25	USD/brocas
Emulsen 3000x	3.5	USD/Unidad
Anfo normal	0.42	USD/kg
Fulminante N°8	0.35	USD/fulminante
Mecha de Seguridad	0.35	USD/m

#### 7.1.14.4. Costo por alimentación

El costo destinado a la alimentación del personal se presenta en la Tabla 65:

**Tabla 65.** Costo por alimentación

Función	Cant.	Comidas por día	Costo/comida	Costo /día	Costo/hora
			USD/ plato	USD/día	USD/hora
Jefe de Mina	1	3	2.5	7.5	1.25
Supervisor de Área	1	3	2.5	7.5	1.25
Ingeniero en minas	1	3	2.5	7.5	1.25
Ingeniero geólogo	1	3	2.5	7.5	1.25
Ayudante del geólogo	1	3	2.5	7.5	1.25
Perforista	1	3	2.5	7.5	1.25
Ayudante del perforista	1	3	2.5	7.5	1.25
Obrero	2	3	2.5	15	2.5
Palero	2	3	2.5	15	2.5

#### 7.1.14.5. Depreciación de la Maquinaria

Estos costos se relacionan con el uso de maquinaria y equipos necesarios para la excavación del waste pass, en la Tabla 66 se muestra la depreciación de los equipos.

**Tabla 66.** Depreciación de la Maquinaria

Maquinaria y Equipo	Costo Unitario	Vida útil	Costo horario	Costo horario
		Meses	USD/día	USD/h
Compresor Ingersoll rand	150000	120	41.66	3.47
Locomotora	25000	120	6.94	0.57
Vagones	4000	24	5.55	0.46

#### 7.1.14.6. Costo por metro de avance

Los costos unitarios de cada etapa del proceso de franqueo del waste pass se encuentran detallados en la Tabla 67 y detallados en el Anexo 23.

**Tabla 67.** Costo por metro de avance

Descripción	Perforación	Voladura	Ventilación y Desagüe	Transporte
Costos Directos	(\$/m-perf)	(\$/m-carg)	(\$/m-inst)	(\$/m <sup>3</sup> )
A) Mano De Obra	3.97	1.46	11.35	4.57
B) Equipos	1.82	0.05	1.09	0.51
C) Materiales	0.41	4.29	19.94	0.15
Costo Total (Directos)	6.20	5.80	32.38	5.23
Costos Indirectos	0.81	0.75	4.21	0.68
<b>Costo Unitario Total</b>	<b>7.00</b>	<b>6.56</b>	<b>36.58</b>	<b>5.91</b>

En la Tabla 68 se presenta los costos por metro de avance del waste pass propuesto.

**Tabla 68.** Costo por metro de avance

N°	Actividad	Costos Unitario		Cantidad utilizada por Malla de Perforación		Costo total por metro de avance
		Valor	Unidad	Valor	Unidad	USD
1	Perforación	6.34	USD/m-perf	39.60	m-perf	250.90
2	Voladura	5.40	USD/m-carg	34.20	m-carg	220.38
3	Ventilación	36.58	USD/m-inst	1	m-inst	36.58
5	Carga y acarreo	5.91	USD/m <sup>3</sup>	2.25	m <sup>3</sup>	13.30
<b>Costo total por metro de avance</b>						<b>434.94</b>

El costo de franqueo de 45 metros de longitud del waste pass, se calcula mediante la siguiente expresión

$$Costo = L_p * Costo\ total\ por\ metro\ de\ avance$$

$$Costo_{exc} = 45 * 434.94 \frac{USD}{m}$$

$$Costo_{exc} = 19572.30\ USD$$

El costo total de franqueo de los 45 metros del waste pass es de 19572.30 dólares.

#### 7.1.14.7. Costo del Montaje de Parrilla

Costos asociados a la instalación de la parrilla, incluyendo la mano de obra y los materiales necesarios para su montaje. A continuación, en la Tabla 69 se detalla los costos.

**Tabla 69.**Costo del montaje de Parrilla

<b>Costos Directos</b>					
<b>Mano de obra</b>					
<b>Cantidad</b>	<b>Personal</b>	<b>Salario Real \$/Mes</b>	<b>Salario \$/día</b>	<b>Alimentación</b>	<b>Costo Total (\$)</b>
1	Supervisor de Área (10%)	1760.00	58.66	1.25	5.99
1	Instalador (100%)	990.00	33.00	1.25	34.25
1	Obrero (100%)	905.00	30.16	1.25	31.41
<b>Total</b>					<b>71.65</b>
<b>Equipos</b>					
<b>Descripción</b>	<b>Precio Unitario (\$)</b>	<b>Vida Útil (Meses)</b>	<b>Costo Diario (\$/Día)</b>	<b>Costo Por Hora (\$/Hora)</b>	<b>Costo Total (\$)</b>
Soldadora	25000	120	6.94	2.85	2.85
EPP				0.57	0.57
Herramienta Menor				0.16	0.16
<b>Total</b>					<b>3.58</b>
<b>Materiales</b>					
<b>Descripción</b>	<b>Unidades</b>	<b>Precio Unitario (\$)</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Costo Total (\$)</b>	
Rieles de 22kg/m *6m	U	29.47	2	58.94	
combo de 3lb	U	10	2	20.00	
<b>Total</b>					<b>78.94</b>
<b>Total de costos directos</b>					<b>154.19</b>
<b>Costos Indirectos</b>					
Descripción		%			\$
Administrativos		10			15.42
Varios e Imprevistos		3			4.63
<b>Total de costos indirectos</b>					<b>20.04</b>
<b>Costo Total (\$)</b>					<b>154.19</b>

#### 7.1.14.8. Costo de Instalación del buzón

Costos asociados a la instalación del buzón, incluyendo la mano de obra y los materiales necesarios para su montaje. A continuación, en la Tabla 70 se detalla los costos.

**Tabla 70.** Costo de instalación del buzón

<b>Costos Directos</b>					
<b>Mano de obra</b>					
<b>Cant.</b>	<b>Personal</b>	<b>Salario Real \$/Mes</b>	<b>Salario \$/día</b>	<b>Aliment.</b>	<b>Costo Total (\$)</b>
1	Supervisor de Área (10%)	1760.00	58.66	1.25	5.99
2	Instalador (100%)	990.00	33.00	1.25	68.50
1	Obrero (100%)	905.00	30.16	1.25	31.41
<b>Total</b>					<b>105.90</b>
<b>Equipos</b>					
<b>Descripción</b>	<b>Precio Unitario (\$)</b>	<b>Vida Útil (Meses)</b>	<b>Costo Diario (\$/Día)</b>	<b>Costo Por Hora (\$/Hora)</b>	<b>Costo Total (\$)</b>
EPP				0.57	0.57
Herramienta Menor				0.16	0.16
<b>Total</b>					<b>0.73</b>
<b>Materiales</b>					
<b>Descripción</b>	<b>Unidades</b>	<b>Precio Unitario (\$)</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Costo Total (\$)</b>	
Cuadrones 15cm*15cm	U	2.9	6	17.40	
Tablones 20 cm * 3 cm	U	5.54	8	44.32	
<b>Total</b>					<b>61.72</b>
<b>Total de costos directos</b>					<b>307.96</b>
<b>Costos Indirectos</b>					
Descripción		%			\$
Administrativos		10			15.42
Varios e Imprevistos		3			4.63
<b>Total de costos indirectos</b>					<b>20.04</b>
<b>Costo Total (\$)</b>			<b>328.0</b>		

Considerando los costos de instalación de la parrilla y del buzón, la implementación del waste pass asciende a un total de 20 054.49 dólares.

$$\text{Costo total} = 19572.30 + 154.19 + 328.0$$

$$\text{Costo total} = 20\,054.49 \text{ dólares}$$

## **7.2.Resultados del Tercer Objetivo: Optimizar el sistema carga – acarreo de material estéril**

A partir del diseño del waste pass del subnivel 4 con el subnivel 5, se reduce la distancia de carga - acarreo, lo que permite optimizar los costos asociados a este sistema, para evaluar esta mejora, se determinó el rendimiento de cada etapa del proceso y se calculó el costo total tanto del sistema actual como del propuesto, con el objetivo de correlacionar los valores obtenidos. A continuación, se describe el sistema de carga y acarreo en su estado actual:

### **- Carga y acarreo**

El sistema Carga – Acarreo del subnivel 4 se divide en 4 etapas:

#### *Etapa 1*

Parte en el subnivel 4, el material es cargado en un vagón con una capacidad de 1 tonelada a través de buzones. Luego, dos trabajadores cargan y transportan manualmente el vagón a una distancia de 300 metros hasta el botadero, donde el material es depositado en el buzón del winche correspondiente.

#### *Etapa 2*

En una etapa 2 este material es cargado en el winche el cual tiene una capacidad de 0,5 toneladas y es transportado por el mismo a una distancia de 95 metros al subnivel 3, donde el material es depositado en un buzón.

#### *Etapa 3*

Seguidamente en una etapa 3 el material es cargado y posteriormente acarreado con una locomotora la cual consta de 5 vagones cada uno con una capacidad de 1 tonelada, este material recorre una distancia de 110 metros hasta ser depositado en un botadero el cual está dirigido hacia el subnivel 4.

#### *Etapa 4*

Finalmente, en una etapa 4 se descarga el material por buzones y es acarreado por medio de una locomotora la cual consta de 4 vagones, cada uno con una capacidad de 1 tonelada, luego este material es depositado hasta en el waste pass del subnivel 5 recorriendo una distancia de 210 m.

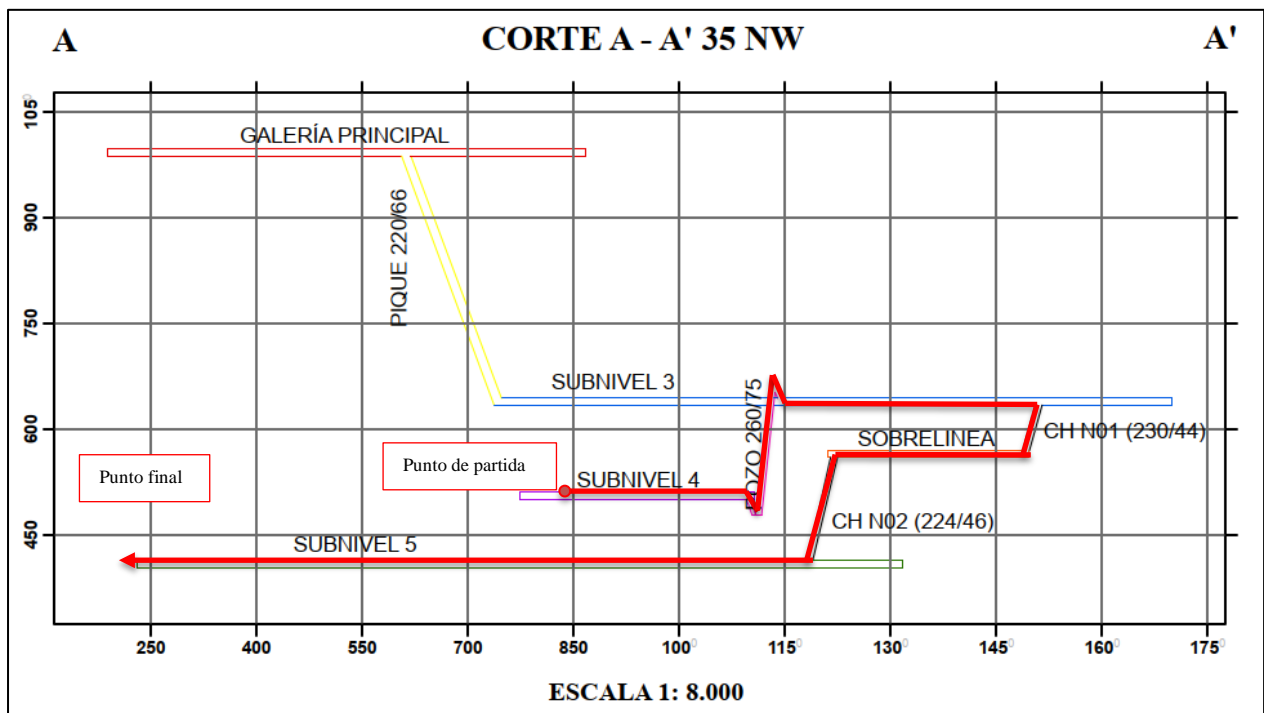
A continuación, en la Tabla 71 se presenta una descripción general del proceso de carga y acarreo actual, dividido en 4 etapas ya que se utiliza equipos y distancias diferentes para cada uno de ellos.



**Tabla 71.**Resumen del Sistema carga – acarreo

<b>SISTEMA ACTUAL DE CARGA – ACARREO</b>									
<b>Etapa</b>	<b>Lugar</b>	<b>Distancia Total Recorrida (m)</b>	<b>Personal Requerido</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Tiempo de carguío (min)</b>	<b>Tiempo total del Ciclo</b>			<b>Tiempo total (min)</b>
						<b>Tiempo de ida (min)</b>	<b>Tiempo de descarga (min)</b>	<b>Tiempo de Vuelta (min)</b>	
Etapa 1	Subnivel 4	300	Carreros	2	1.00	10.70	0.30	3.00	15.00
Etapa 2	Subnivel 3	95	Winchero y Baldero	2	0.30	1.09	0.12	0.50	2.01
Etapa 3	Subnivel 3	110	Locomotorista	1	1.50	2.12	1.36	0.42	5.40
Etapa 4	Sobrelinea	210	Locomotorista	1	3.48	3.05	2.06	1.50	10.09
<b>Total</b>		<b>715</b>		<b>6</b>					<b>32.50</b>

En la Figura 47 se presenta el recorrido que se realiza la mina SOMINUR actualmente para acarrear el material estéril.



**Figura 47.** Sistema actual de carga – acarreo

### 7.2.1. Rendimiento de la Ruta actual

Para determinar el rendimiento de cada equipo utilizado en el sistema carga - acarreo se consideró la capacidad de vagón, el número de vagones y la distancia recorrida, esto con el fin de evaluar la eficiencia de cada etapa del sistema.

– Rendimiento Etapa 1

$$R = \frac{Q * F * f_{cv} * E}{\frac{t_f}{60} + \frac{2D}{v_m * 1000}} ; (m^3/h)$$

$$R_1 = \frac{1.13 * 0.9 * 1.90 * 0.9}{\frac{15}{60} + \frac{2 * 300}{1.20 * 1000}} ; (m^3/h)$$

$$R_1 = 2.32 (m^3/h)$$

**Nota.** Se utilizó la misma fórmula para determinar los rendimientos de cada una de las etapas.

Donde:

Q: Capacidad del vagón;  $m^3$

$t_f$ : Tiempo fijo en ciclos

F: Factor de Carga

D: Distancia de desalojo

$V_m$ : Velocidad media km/h

E: Factor de eficiencia

$f_{cv}$ : Factor de conversión de la roca

A continuación, en la Tabla 72 se presenta los rendimientos de cada etapa del sistema carga - acarreo teniendo en promedio  $15.54 m^3/h$ . El mayor rendimiento es de la Etapa 3, alcanzando  $25.73 m^3/h$  mientras que el menor rendimiento corresponde a la Etapa 1, con  $2.32 m^3/h$ , donde se observa la mayor distancia recorrida.

**Tabla 72.** Rendimiento del sistema carga acarreo

<b>Etapa</b>	<b>Lugar</b>	<b>Distancia (m)</b>	<b>Tiempo (min)</b>	<b>Velocidad (Km/h)</b>	<b>Maquinaria</b>	<b>Número de Vagones</b>	<b>Capacida d de cada vagón <math>m^3</math></b>	<b>Númer o de Viajes</b>	<b>Capacidad total <math>m^3</math></b>	<b>Rendimiento (<math>m^3/h</math>)</b>
Etapa 1	Subnivel 4	300	15	1.20	Vagón	1	1.13	25	1.02	2.32
Etapa 2	Subnivel 3	95	2.01	2.73	Winche	1	1.13	50	1.02	16.87
Etapa 3	Subnivel 3	110	5.4	1.22	Locomotora	4	1.13	120	4.52	25.73
Etapa 4	Sobrelinea	210	10.09	1.25	Locomotora	5	1.13	130	5.65	17.25
<b>Total</b>										<b>15.54</b>

### 7.2.1.1. Costos del sistema actual de carga – acarreo

El costo relacionado con el sistema carga acarreo se determinó considerando la mano de obra, los equipos y materiales utilizados.

A continuación, en la Tabla 73 se detallan los costos de mano de obra que intervienen en el actual sistema, teniendo un costo total de 53.15 \$/m.

**Tabla 73.** Costo de mano de obra

<b>Cant.</b>	<b>Personal</b>	<b>Salario Real \$/Mes</b>	<b>Salario \$/Día</b>	<b>Salario \$/ H</b>	<b>Salario Por Transporte</b>	<b>Aliment.</b>	<b>Costo Total (\$/m)</b>
1	Supervisor de Área (10%)	1760	58.67	9.78	0.98	1.25	2.23
2	Locomotorista (100%)	1416	47.20	7.87	15.73	2.50	18.23
3	Obrero (100%)	1246	41.53	6.92	20.77	3.75	24.52
1	Winchero	1246	41.53	6.92	6.92	1.25	8.17
<b>TOTAL</b>							<b>53.15</b>

En la siguiente Tabla 74 se detallan los costos del equipo utilizado en todo el sistema carga – acarreo, tomando en cuenta el rendimiento obtenido anteriormente.

**Tabla 74.** Costo de equipo

<b>Descripción</b>	<b>Precio Unitario (\$)</b>	<b>Vida Útil (Meses)</b>	<b>Costo Diario (\$/Día)</b>	<b>Costo Por Hora (\$/Hora)</b>	<b>Rendimiento m/h</b>	<b>Costo Unitario (\$/m)</b>
Vagones	4000	24	5.56	0.23	0.57	0.40
Winche	3000	24	4.17	0.17	4.29	0.04
Locomotoras CTY * 4	25000	120	6.94	1.45	4.27	0.34
Locomotoras CTY* 5	25000	120	6.94	1.16	6.39	0.18
Epp				0.57	0.22	0.13
Herramienta Menor				0.167	0.22	0.03
<b>TOTAL</b>						<b>1.12</b>

En la Tabla 75 se muestra un resumen de los factores principales a considerar en la optimización del presente sistema, la distancia total recorrida actualmente es de 711.5 metros,

dando un costo total de **852.66 dólares**, además de ello se considera la mano de obra la cual corresponde a un total de **53.15 dólares**, ascendiendo a un costo total de **905.81 dólares**.

**Tabla 75.** Resumen de la ruta actual

<b>Ruta Actual</b>		
<b>Parámetro</b>	<b>Valores</b>	<b>Unidades</b>
Distancia Total Recorrida	711.5	m
Rendimiento	15.54	(m <sup>3</sup> /h)
Costo de mano de Obra	53.15	(\$/m)
Costo de Equipo	1.12	(\$/m)
Costo Total de Equipo	852.66	(\$/m)
<b>Total</b>	<b>905.81</b>	<b>\$</b>

### 7.2.1.2. Costo del sistema propuesto de carga y acarreo

Con la implementación del waste pass, la ruta de carga acarreo se reduce a una ruta la cual corresponde a una distancia de 210 metros. Sumando a esto los 45 metros de longitud del waste pass, se obtiene un total de 255 metros de acarreo del material estéril.

#### *Etapa 1 (Ruta propuesta)*

La ruta propuesta está compuesta por una etapa en la cual el material estéril del bloque de explotación será transportado hacia el waste pass diseñado. Posteriormente, será descargado a través del buzón y recorrerá una distancia de 210 metros para ser finalmente trasladado a la escombrera correspondiente. En la Tabla 76 se detalla la ruta propuesta.

**Tabla 76.** Sistema propuesto de carga - acarreo

<b>SISTEMA PROPUESTO DE CARGA – ACARREO</b>									
<b>Etapa</b>	<b>Lugar</b>	<b>Distancia Total Recorrida (m)</b>	<b>Personal Requerido</b>	<b>Cant</b>	<b>Tiempo de carguío (min)</b>	<b>Tiempo total del Ciclo</b>			
						<b>Tiempo de ida (min)</b>	<b>Tiempo de descarga (min)</b>	<b>Tiempo de Vuelta (min)</b>	<b>Tiempo total (min)</b>
Etapa 1	Subnivel 4	210	Locomotorista	1	3.48	3.05	2.06	1.5	10.09

En la Figura 48 se presenta el recorrido propuesto para acarrear el material estéril.

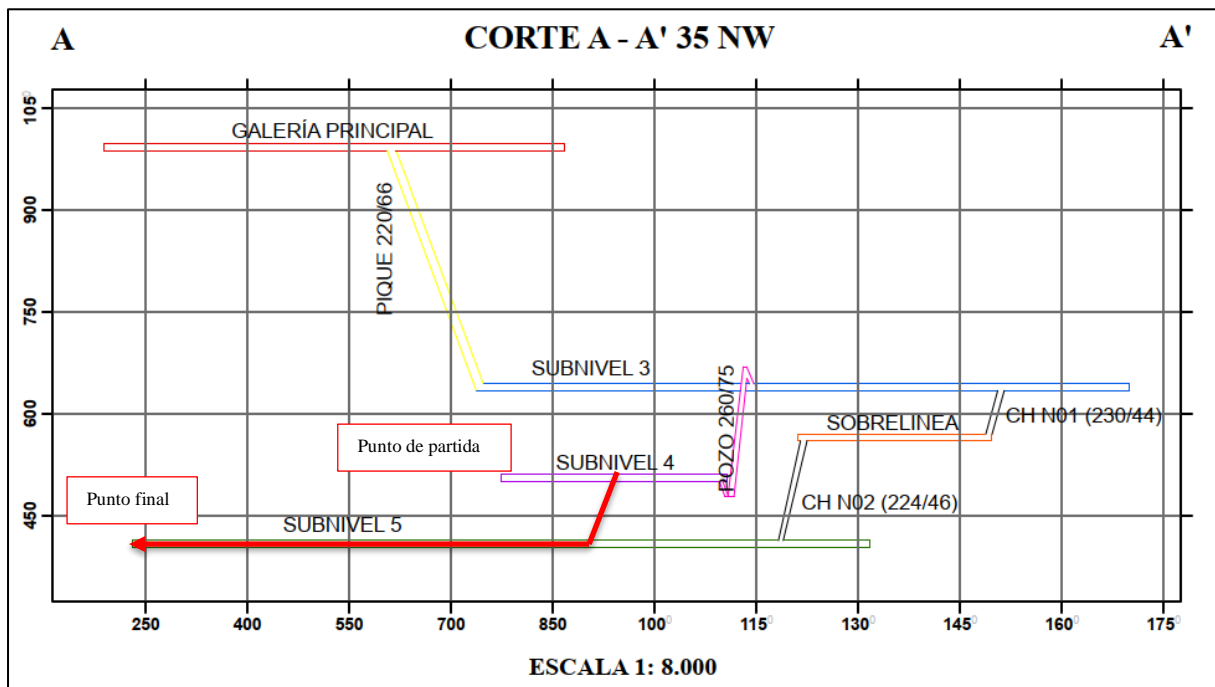


Figura 48. Sistema propuesto de carga – acarreo

### 7.2.2. Rendimiento de la ruta propuesta

Para determinar el rendimiento de la ruta propuesta se considera los equipos utilizados en la ruta obtenida con la implementación del waste pass.

– Rendimiento Etapa 1

$$R = \frac{Q * F * f_{cv} * E}{\frac{t_f}{60} + \frac{2D}{v_m * 1000}} ; (m^3/h)$$

$$R_1 = \frac{1.13 * 0.9 * 1.90 * 0.9}{\frac{10.09}{60} + \frac{2 * 210}{1.25 * 1000}} ; (m^3/h)$$

$$R_1 = 17.25 (m^3/h)$$

A continuación, en la Tabla 77 se detalla el rendimiento obtenido para la ruta propuesta, en donde el rendimiento equivale a  $17.25 m^3/h$ .

**Tabla 77.** Rendimiento del sistema carga acarreo

Etap a	Lugar	Dist anci a (m)	Tiem po (min)	Vel. (Km/ h)	Maqui naria	N° de Vagon es	Capacid ad de cada vagon m <sup>3</sup>	N° de Viaje s	Capacid ad total m <sup>3</sup>	Rendimi ento (m <sup>3</sup> /h)
Etap a 4	Subniv el 4	210	10.09	1.25	Locom otora	5	1.13	130	5.65	17.25

A continuación, en la Tabla 78 se detallan los costos de mano de obra para el sistema propuesto, teniendo un total de 18.08 dólares.

**Tabla 78.** Costo de mano de obra

Cant.	Personal	Salario Real \$/Mes	Salario \$/Día	Salari o \$/ H	Salario Por Transport e	Aliment .	Costo Total (\$)
1	Supervisor de Área (10%)	1760.00	58.66	9.77	0.97	1.25	1.73
1	Locomotorista (100%)	900.00	47.20	7.86	15.73	1.25	8.17
1	Obrero (100%)	850.00	41.53	6.92	20.76	1.25	8.17
<b>TOTAL</b>							<b>18.08</b>

Respecto a los costos de equipo para la ruta propuesta se tiene 0.34 \$/m. En la siguiente Tabla 79 se detallan los costos del equipo para el sistema de carga acarreo propuesto.

**Tabla 79.** Costo de equipo

Descripción	Precio Unitario (\$)	Vida Útil (Meses)	Costo Diario (\$/Día)	Costo Por Hora (\$/Hora)	Rendimiento m/h	Costo Unitario (\$/m)
Locomotora CTY * 4	25000	120	6.94	1.45	4.27	0.33
EPP				0.57	0.22	0.12
Herramienta Menor				0.16	0.22	0.03
<b>TOTAL</b>						<b>0.34</b>

En la Tabla 80 se muestra los valores obtenidos con la implementación del waste pass, teniendo una distancia total recorrida actualmente es de 255 metros, un costo total de **87.33**



**dólares**, además de ello se considera la mano de obra la cual corresponde a un total de **18.08 dólares**, ascendiendo a un costo total de **105.41 dólares**.

**Tabla 80.** Resumen Ruta propuesta

<b>Ruta Propuesta</b>		
<b>Parámetro</b>	<b>Valores</b>	<b>Unidades</b>
Distancia Total Recorrida	255	m
Rendimiento	4.27	(m <sup>3</sup> /h)
Costo de mano de Obra	18.08	(\$/m)
Costo de Equipo	0.342	(\$/m)
Costo Total de Equipo	87.33	(\$/m)
<b>Total</b>	<b>105.41</b>	<b>\$</b>

#### 7.2.2.1. Evaluación de la ruta de carga - acarreo actual y propuesto

A continuación, en la Tabla 81 se compara los resultados obtenidos, tanto de la ruta actual como de la ruta propuesta, teniendo un ahorro de 456.5 respecto a la distancia recorrida, 22.5 en tiempo y 800.39 dólares.

**Tabla 81.** Evaluación de la ruta de carga - acarreo actual y propuesto

<b>Evaluación de la ruta de carga - acarreo actual y propuesto</b>			
	<b>Distancia total</b>	<b>Tiempo total</b>	<b>Costo</b>
	<b>m</b>	<b>min</b>	<b>\$</b>
<b>Ruta actual</b>	715	32.5	905.81
<b>Ruta Propuesta</b>	255	10.5	105.41
<b>Ahorro</b>	<b>456.5</b>	<b>22.5</b>	<b>800.39</b>

El costo de la ruta actual de carga acarreo para un mes de trabajo se describe en la siguiente Tabla 82.

**Tabla 82.** Costo total del sistema carga – acarreo.

<b>Descripción</b>	<b>Ruta Actual</b>	<b>Ruta propuesta</b>
Costo de un ciclo de carga acarreo	\$ 905.81	\$ 105.41
Tiempo de un ciclo de carga acarreo	32.5 min	10.5
Días trabajados	30 días	30 días
Horas por día	12 horas	12 horas
Costo total por 30 días trabajados	<b>\$ 250839.69</b>	<b>\$ 90342.86</b>

## 8. Discusión

El presente trabajo de investigación se enfoca en la evaluación de un sistema de carga - acarreo ineficiente de la mina SOMINUR derivado por la falta de planificación en las labores de explotación. Esta deficiencia genera un transporte lento del material estéril, incrementando los costos operativos y limitando la capacidad de la mina para cumplir con las demandas del proceso de extracción. Para abordar este problema, se realizó un levantamiento de información en campo, ensayos de laboratorio, un análisis detallado y el diseño de un sistema optimizado para el manejo del material estéril, esto proporciona una visión clara de los factores que afectan la eficiencia del sistema de acarreo, permitiendo identificar las áreas críticas y datos que pueden utilizarse para diseñar un sistema más eficiente, optimizar el uso de los recursos disponibles y reducir los costos operativos.

Referente al componente geológico, la hoja geológica de Machala escala 1:100000 no registra la presencia de andesita basáltica en la Unidad Pallatanga; sin embargo el análisis petrológico de las muestras recolectadas de la geología subterránea confirma que la roca presente es andesita basáltica, este resultado es consistente con Cuervas (2015) en su investigación geológico - estructural en la cual determinó cómo rocas predominantes varios tipos de andesitas; un tipo de andesita plagioclásica de color gris oscuro, caracterizada por presentar una textura porfídica; y una andesita basáltica de color muy oscuro, negruzco, de textura completamente afanítica, sin fenocristales. Estos resultados evidencian diferencias entre la geología superficial y la subterránea, resaltando la necesidad de actualizar la cartografía geológica con datos más detallados. Además, la identificación de andesita basáltica es relevante para determinar la planificación de excavaciones, el sostenimiento y la optimización de los procesos de perforación y voladura.

La caracterización geomecánica en el subnivel 4 y subnivel 5 de la mina SOMINUR, utilizando la clasificación geomecánica RMR de Bieniaswski y Q de Barton, corresponde a una calidad de Roca Muy Buena y Roca Buena en ambas clasificaciones, lo que indica que la zona donde se planea implementar el waste pass cuenta con condiciones geomecánicas favorables. Por otra parte, la cantidad de fracturas presentes es baja, por lo que, no es necesario instalar un sistema de sostenimiento. Estos resultados difieren con los obtenidos por Chipantiza (2019), quien determinó un RMR de Bieniaswski de 58 Calidad Buena, al valorar los resultados de la investigación mencionada, se identificó algunas diferencias metodológicas entre los estudios, ya que, en el estudio mencionado, la resistencia a la compresión se evaluó mediante una clasificación geomecánica que proporciona resultados menos precisos.

Según Vílchez y Vílchez (2015) en su estudio comparativo de construcción de chimeneas, por el método convencional y mecanizado con plataforma Alimak menciona que el sistema mecanizado construye chimeneas de gran longitud en un tiempo relativamente corto, además a pesar de que el costo de avance por metro es comparable al método convencional, Alimak utiliza menos de la mitad del tiempo en su ejecución, por lo que resulta más rentable a largo plazo, sin embargo en el presente estudio, se empleó el método convencional para el waste pass en la mina SOMINUR, ya que a pesar de que existe una alternativa más moderna y eficiente como el método mecanizado, la elección del método convencional se basó en varios factores, entre ellos la infraestructura y el equipamiento necesarios para el método convencional con el que ya cuenta la mina y aunque consume más tiempo, es una técnica conocida y dominada por el personal de la mina, lo que facilita su implementación.

De acuerdo al diseño del waste pass presenta una longitud de 45 metros en cumplimiento con el reglamento de seguridad en el ámbito minero (2020) el cual establece una longitud máxima de 50 metros para la construcción de chimeneas por el método convencional, esta medida garantiza que la construcción y operación de la chimenea se realicen de acuerdo con los estándares de seguridad establecidos, protegiendo la salud y el bienestar de los trabajadores mineros. Dado que la andesita es un material cohesivo, se determinó un ángulo de inclinación del waste pass de 50° para evitar la acumulación de material y prevenir posibles atascos, asegurando así un flujo eficiente dentro de este.

Según Cruz (2020) en su investigación “Optimización de Costos de Carguío y Acarreo” menciona que a medida que aumenta la distancia desde el punto de partida, disminuye la eficiencia y a la vez el rendimiento del equipo se ve afectado en términos de viajes que se realiza por un determinado tiempo, esto concuerda con los resultados obtenidos ya que con el diseño del waste pass se disminuye la distancia de acarreo a 456.5 metros, generando una disminución del tiempo total de operación en 10.5 minutos y un ahorro económico de 800.397 dólares, lo que no solo se tiene una mejora en términos de costos y tiempos, sino que también un impacto positivo en la vida útil de los equipos, confirmando que el diseño propuesto, ofrece soluciones prácticas para la optimización de costos operativos y provee una base sólida para futuras recomendaciones en la planificación y ejecución de proyectos mineros.

Para finalizar, la presente investigación ha cumplido con los objetivos establecidos. La metodología empleada y los resultados obtenidos van conforme el desarrollo de proyectos de pequeña minería. Asimismo, el diseño del waste pass se justifica debido a los costos innecesarios que presenta la mina por un sistema de acarreo ineficiente.

## 9. Conclusiones

En cuanto a las propiedades físicas de la roca que se realizó a las 3 muestras recogidas tanto en el subnivel 4 como en el subnivel 5, se determinó un peso específico aparente de 2.90  $g/cm^3$  para el subnivel 4 y 2.80  $g/cm^3$  para el subnivel 5, un peso específico real de 2.88  $g/cm^3$  del subnivel 4 y 2.85  $g/cm^3$  para el subnivel 5, así mismo se determinó la porosidad de 1.16% en el subnivel 4 y 0.56% en el subnivel 5, una resistencia a la compresión simple en el subnivel 4 175.91 MPa y de 151.95 MPa en el subnivel 5.

La caracterización geomecánica del macizo rocoso en el subnivel 4 y subnivel 5 realizada mediante las clasificaciones RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton empleando el método de ventanas, concluyó que la calidad de la roca corresponde a roca para ambos subniveles es de Clase I (Muy buena) de acuerdo a la clasificación geomecánica RMR de Bieniawski, así mismo según la clasificación de Barton el subnivel 4 y subnivel 5 corresponde a roca Buena y extremadamente buena, determinando que no requiere sostenimiento adicional.

Para el diseño del waste pass, se determinó una sección cuadrada ya que permiten un mejor aprovechamiento del espacio disponible, esta sección tiene dimensiones de 1.50 metros por 1.50 metros, una longitud de 45 metros una inclinación de 50° y una dirección de 252, obteniendo un costo total de franqueo de 19 572.30 dólares.

En el diseño de la parrilla, se consideró rieles de 1.70 metros con una distancia entre los rieles de 0.30 metros teniendo en cuenta el diámetro del trozo de roca más grande producto de la voladura, y un ángulo de inclinación de 9° para evitar la acumulación y estancamiento del material.

En el diseño del chute se consideró una altura de 1.60 metros y un ángulo de cambio de dirección de 30° con el fin de mantener un flujo óptimo del material, para la estructura principal y los soportes del buzón se utilizará madera de eucalipto por su resistencia y durabilidad, mientras que la tapa que regula la salida de material estéril será de acero.

Considerando una resistencia a la compresión simple de 163.92 MPa y un espaciado entre fracturas que varía entre 0.6 y 2 metros, se determinó de acuerdo a la clasificación de Franklin, el método de excavación óptimo es el de voladura.

Para una sección de 2.25  $m^2$  se determinó 33 perforaciones. La operación se llevará a cabo con la perforadora Stopper Ysp45, utilizando barrenos de 36 mm de diámetro y 1.20 m de longitud, la sustancia explosiva total que se usara para la voladura es de 16.40 kg, el método de iniciación será mediante fuego utilizando 66 metros de mecha lenta y fulminante #8.

Se determinó que la distancia total del recorrido actual del sistema de carga y acarreo es de 715 metros, con un tiempo de 32.5 minutos y un costo de 905.81 dólares. En contraste, la distancia total del recorrido propuesto es de 255 metros, con un tiempo de 10.5 minutos y un costo de 105.41 dólares.

Se concluyo una reducción de 456.5 metros, lo que representa un 64.17% de la distancia recorrida. Además, el tiempo total empleado disminuyó en 10.5 minutos, equivalente al 67.7%. Asimismo, se logró un ahorro de 800.397 dólares, lo que corresponde a un 88.44% del costo total, teniéndose un costo de 250839.69 dólares mensuales y un costo de la ruta propuesta de 90342.86 dólares mensuales lo que indica que la ruta propuesta es significativamente más eficiente en comparación con la ruta actual.

## 10. Recomendaciones

A partir de los resultados obtenidos en el presente trabajo de investigación, se proponen las siguientes recomendaciones:

- ✓ Se recomienda llevar un control permanente de la geomecánica y el comportamiento geológico del waste pass, debido a que pueden existir zonas en donde el macizo este afectado.
- ✓ Implementar un sistema de monitoreo y mantenimiento preventivo para la parrilla y el buzón. Esto incluye inspecciones regulares, limpieza de componentes y lubricación de partes móviles.
- ✓ Se recomienda mecanizar el waste pass para el futuro ya que esto aumentará la eficiencia operativa al automatizar el proceso de transporte de material estéril, reduciendo la dependencia de métodos manuales que son más propensos a errores y tiempos de inactividad. Esto mejorará la precisión y consistencia en la transferencia de materiales y optimizará los tiempos de ciclo de producción.
- ✓ Se recomienda el uso de la parrilla para evitar el ensanchamiento del buzón, esta medida resulta fundamental para evitar la formación de obstrucciones o acumulaciones de material que podrían afectar negativamente la productividad y la regulación uniforme del flujo de material. Un flujo uniforme es crucial para mantener una operación continua y eficiente del sistema de carga y acarreo.
- ✓ Revisar y ajustar las rutas de carga - acarreo para minimizar distancias y tiempos de traslado.

## 11. Bibliografía

- Agencia Nacional de Minería. (2017). *Guía de Seguridad Para Ventilación de Minas Subterráneas*.  
[https://www.anm.gov.co/sites/default/files/folleto\\_mineria\\_ventilacion.pdf](https://www.anm.gov.co/sites/default/files/folleto_mineria_ventilacion.pdf)
- Aguilar, J., & Vigil, L. (2014). Tipos de Rocas. <https://n9.cl/cptn9>
- Alcántara, D. A. (2014). *Topografía y sus Aplicaciones*. Grupo Editorial Patria.
- Alejano, L., & Ramírez, P. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*.  
[https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA\\_DE\\_ROCAS\\_1.pdf](https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf)
- Anchiraico, A., & Rojas, K. (2020). *Optimización del sistema de acarreo y transporte en labores de preparación de las zonas de profundización mediante la metodología Six Sigma operada por la E.C.M. Zicsa en la Unidad Minera Inmaculada*.  
[https://repositorioacademico.upc.edu.pe/bitstream/handle/10757/655408/AnchiraicoG\\_A.pdf?sequence=3](https://repositorioacademico.upc.edu.pe/bitstream/handle/10757/655408/AnchiraicoG_A.pdf?sequence=3)
- Banco Central del Ecuador. (s.f.). Sector Minero Cartilla Informativa.  
<https://contenido.bce.fin.ec/documentos/Estadisticas/Hidrocarburos/cartilla00.pdf>
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*.  
[https://oa.upm.es/21848/8/20131007\\_PERFORACION\\_Y\\_VOLADURA.pdf](https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf)
- Blanco Torrens, R. (2000). *Laboreo de Excavaciones horizontales*. Félix Varela.
- Carranza, J., & Quispe, M. (2015). Mejoramiento en el Diseño De Chimeneas en Minería Subterránea con el uso del Sistema Pem en la Unidad de Producción Minera Troy SAC.  
<https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/7100/Jos%C3%A9%20Hans%20Carranza%20Z%C3%A1rate%20Mario%20C%C3%A9sar%20Quispe%20Salas.pdf?sequence=3>
- Coll-Hurtado, A., Sánchez-Salazar, M., & Josefina Morales, J. (2002, Julio). *La Minería en México, geografía, historia, economía y medio ambiente*. Retrieved November 18, 2023, from PDF visualización del fichero La minería en México:  
<http://www.publicaciones.igg.unam.mx/index.php/ig/catalog/view/82/83/252-1>
- Cordova, V., & Suere, L. (2020). *Construcción del túnel Vilcapoma para el drenaje de aguas subterráneas por el nivel 1300 en la Unidad Minera San Vicente*.  
[https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/8746/4/IV\\_FIN\\_110\\_T\\_E\\_Cordova\\_Suere\\_2020.pdf](https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/8746/4/IV_FIN_110_T_E_Cordova_Suere_2020.pdf)
- Correa Arroyave, A. (n.d). *Galerías Mineras. La modelización analítica como una ayuda Geomecánica para el diseño minero*.
- De La Cuadra Irizar, L. (1974). *Curso de Laboreo de Minas*.
- Directorio de la Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales No Renovables. (2020). *Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el Ámbito Minero*. <https://www.recursoyenergia.gob.ec/wp-content/uploads/2020/10/4.-Resoluci%C3%B3n-Nro.-ARCERNNR-013-2020-signed-signed.pdf>
- Estruch, M., & Tapia, A. (2003). *Topografía subterránea para minería y obras*. Univ. Politèc. de Catalunya. <https://books.google.es/books?isbn=8483016729>

- Ferrer, M., & Gonzales de Vallejo, L. (2007). *Manual de campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en afloramientos*. Soluciones Graficas Chile, S.S.L. <https://books.google.es/books?isbn=8478407081>
- Flores, C. (2022). <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/184707/Analisis-de-prefactibilidad-de-inversion-en-el-ambito-minero-de-sudamerica.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- García, G. (1986). *Geología Estructural*. Pueblo y Educación.
- Herrera, J. (2017). *Introducción a la minería. Conceptos, Tecnologías y Procesos*. [https://oa.upm.es/63396/1/INTRODUCCION\\_MINERIA-Edicion2\\_LM1B1T2\\_R2-20180110.pdf](https://oa.upm.es/63396/1/INTRODUCCION_MINERIA-Edicion2_LM1B1T2_R2-20180110.pdf)
- Herrera, J. (2019). *Introducción a la Minería Subterránea. Vol. I: Características Generales*. [https://oa.upm.es/62723/1/CARACT\\_MINERIA\\_INTERIOR\\_LM1B4T1R0-20191114.pdf](https://oa.upm.es/62723/1/CARACT_MINERIA_INTERIOR_LM1B4T1R0-20191114.pdf)
- Huisa, A. (2021). *Optimización de equipos de carguío y acarreo en el tramo Botaderos - Trituradora Thyssen Krupp, para el incremento de producción en una empresa cementera*. [https://repositorio.utp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12867/5321/A.Huisa\\_Tesis\\_Titulo\\_Profesional\\_2021.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://repositorio.utp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12867/5321/A.Huisa_Tesis_Titulo_Profesional_2021.pdf?sequence=1&isAllowed=y)
- Iriondo, M. (2007). *Introducción a la Geología*. Brujas. <https://books.google.es/books?isbn=9875910619>
- La Sociedad Nacional de Minería, P. y. (2004). *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*.
- Lavandaio, E. (2014). *Conozca más sobre minería*. [https://repositorio.segemar.gov.ar/bitstream/handle/308849217/2794/Conozcamos\\_mas\\_sobre\\_Mineria%20%20c%20aa.pdf?sequence=4&isAllowed=y](https://repositorio.segemar.gov.ar/bitstream/handle/308849217/2794/Conozcamos_mas_sobre_Mineria%20%20c%20aa.pdf?sequence=4&isAllowed=y)
- Lazo, M. (2013). *Contabilidad de Costos I*. <https://web.instipp.edu.ec/Libreria/libro/CONTABILIDAD%20DE%20COSTOS%20I.pdf>
- Maldonado, D. (2022). *Propuesta de Diseño de Explotación Subterránea para la Extracción de Oro en el Área Minera Patricia, El Guabo – El Oro*. <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/12378/1/17905.pdf>
- Manual de ciencias de la Tierra. (n.d). <https://n9.cl/e30wa>
- Medina, X., & Vásquez, J. (2018). *Evaluación de la Operación de Transporte Minero usando Simulación por Eventos Discretos en La Cantera Calizas Huayco S.A. ubicada en El Cantón Guayaquil, Provincia del Guayas - Ecuador*. <https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/48814/1/D-CD70395.pdf>
- Mendoza, P. (2021). *Reducción de los Costos de Voladura e Incremento del Avance Lineal, usando Emulsiones encartuchadas en CIA Minera Yanauquihua S.A.C*. <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/0da90305-52c2-4791-a428-a07a4cc63f32/content>
- Ministerio de Energía y Minas. (2022). *Informe Rendición de cuentas*. Retrieved November 19, 2023, from Ministerio de Energía y Minas: <https://www.recursoyenergia.gob.ec/wp-content/uploads/2023/03/wp-1679521334657.pdf>



- Ministerio de Minería. (2013). *Guía N° 4 de Operación Para la Pequeña Minería*.  
<https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/10/G4PerforacionTronaduras.pdf>
- Ministerio de Minería. (2018). *Guía N° 5 De Operación para la Pequeña Minería Fortificación y Acuñaadura*. <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/10/G5FortificacionAcunadura.pdf>
- Ministerio de Recursos Naturales No Renovables. (2020). Plan Nacional De Desarrollo del Sector Minero 2020 - 2030. Quito, Ecuador. <https://www.recursoyenergia.gob.ec/wp-content/uploads/2020/10/Plan-Nacional-de-Desarrollo-del-Sector-Minero-2020-2030.pdf>
- ONU. (2015). *Logros y Desafíos en la Implementación de los ODS en Ecuador*. <https://odsterritorioecuador.ec/wp-content/uploads/2022/12/1.INF-anual-ODS-2019.pdf>
- Paz, D., Segovia, E., & Jiménez, S. (2022). Evaluación de la calidad del suelo en núcleos poblados cercanos a la zona minera aurífera de Ponce Enríquez. *SciELO Ecuador*. [http://scielo.senescyt.gob.ec/scielo.php?pid=S1390-65422022000400029&script=sci\\_arttext](http://scielo.senescyt.gob.ec/scielo.php?pid=S1390-65422022000400029&script=sci_arttext)
- Puma, K., & Llerena, J. (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>
- Remigio, G. (2020). *Estudio Geomecánico para Diseñar Mallas de perforación y Voladura en Chimeneas - Mina San andrés - Minera Aurifera Retamas S.A.* [https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/6078/T010\\_46831960\\_T\\_1.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/6078/T010_46831960_T_1.pdf?sequence=1&isAllowed=y)
- Rojas, K., y Anchiraico, A. (2020). *Para optar el título profesional de Ingeniero de Gestión Minera*. [https://repositorioacademico.upc.edu.pe/bitstream/handle/10757/655408/AnchiraicoG\\_A.pdf?sequence=3&isAllowed=y](https://repositorioacademico.upc.edu.pe/bitstream/handle/10757/655408/AnchiraicoG_A.pdf?sequence=3&isAllowed=y)
- Salinas, C. (1998). *Construcción de Tuneles, Piques y Chimeneas*.
- Sandoval, F. (2001). La Pequeña Minería en el Ecuador. [https://intranetua.uantof.cl/crea/cguerra/pdf/otros/075\\_ecuador\\_esp.pdf](https://intranetua.uantof.cl/crea/cguerra/pdf/otros/075_ecuador_esp.pdf)
- Tarbuck, E., & Lutgens, F. (2005). *Ciencias de la Tierra Una introducción a la geología física*. Pearson Educación S. A.
- UNL. (2021). *Reglamento de Régimen Académico de la Universidad Nacional de Loja*. <https://n9.cl/2c0wh>
- Villamil, J. F. (2012). *Consolidación de la gran minería transnacional en latinoamérica*. Retrieved November 18, 2023, from Redalyc: <https://www.redalyc.org/pdf/124/12426062006.pdf>
- Villarroel, J. (2018). *Apuntes de Carguío y Transporte*.
- Wozniakowski, M. (2023, October 16). *Productivity in Mining Increased*. Retrieved November 19, 2023, from Identec Solutions: <https://www.identecsolutions.com/news/productivity-in-mining-increased>

## **11. Anexos**

**Anexo 1.** Mapa de ubicación

**Anexo 2.** Geología Regional

**Anexo 3.** Mapa de la topografía superficial

**Anexo 4.** Mapa topográfico interior mina

**Anexo 5.** Mapa geológico local

**Anexo 6.** Mapa geológico estructural del Subnivel 4

**Anexo 7.** Mapa geológico estructural del Subnivel 5

**Anexo 8.** Clasificación Geomecánica del Subnivel 4

**Anexo 9.** Clasificación Geomecánica del Subnivel 5

**Anexo 10.** Diseño del waste pass

**Anexo 11.** Diseño de la Parilla

**Anexo 12.** Diseño del Buzón

**Anexo 13.** Ubicación del Waste Pass

**Anexo 14.** Modelado 3D mina “SOMINUR”

**Anexo 15.** Diseño de la Malla de Perforación

**Ubicados en carpeta de ANEXOS**

**Anexo 16.** Levantamiento topográfico interior mina

**LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO INTERIOR MINA**

LUGAR:		SUBNIVEL 4								
PP	PUNTOS	DISTANCIA	RUMBO	INCLINACION	CINTA	IZQUIERDA	DERECHA	ARRIBA	ABAJO	OBSERVACIONES
	1	0	0	0	0.00	0.80	1.27	1.92	0.90	INICIO GALERIA
1	2	3.13	150.20	-0.35	3.13	0.76	1.18	2.19	0.90	FIN DE ACOPIO
2	3	1.90	151.00	-0.10	1.90	1.06	1.35	2.15	0.90	INICIO ACOPIO2
3	4	2.95	158.80	0.30	2.95	1.68	1.10	1.94	0.90	FIN ACOPIO2
4	5	4.60	160.20	0.15	4.60	1.98	0.94	2.28	0.90	INICIO DEACCESO
5	6	4.77	163.10	0.30	4.77	1.32	1.20	2.20	0.90	FIN DE ACCESO
6	7	12.16	159.80	0.40	12.16	0.78	1.06	2.02	0.90	
7	8	9.47	155.50	0.45	9.47	1.12	1.02	2.87	0.90	INICIO BUZON 1
8	9	1.66	155.30	0.30	1.66	1.25	1.44	2.65	0.90	FIN BUZON 1
9	10	28.18	153.80	0.95	28.18	1.32	1.05	2.78	0.90	INICIO BUZON 2
10	11	1.78	152.90	-0.05	1.78	1.15	0.94	2.64	0.90	FIN BUZON 2
11	12	9.40	155.20	0.50	9.40	0.83	1.32	2.25	0.90	
12	13	8.34	144.50	0.40	8.34	1.08	0.98	2.50	0.90	INICIO BUZON 3
13	14	1.64	145.00	-0.15	1.64	1.17	1.02	2.45	0.90	FIN BUZON 3
14	15	9.10	137.50	0.55	9.10	0.86	1.27	2.74	0.90	INICIO BUZON 4
15	16	1.79	135.20	0.00	1.79	0.93	0.90	2.30	0.90	FIN BUZON 4
16	17	16.46	121.50	0.40	16.46	1.35	1.28	2.36	0.90	
17	18	2.65	134.80	-0.35	2.65	1.50	1.30	2.28	0.90	
18	19	6.98	156.20	0.20	6.98	0.80	1.70	2.60	0.90	INICIO BUZON 5 ANTIGUO
19	20	1.71	156.80	0.25	1.71	1.00	1.20	2.02	0.90	FIN BUZON 5 ANTIGUO
20	21	6.00	164.20	0.40	6.00	1.10	0.90	2.30	0.90	
21	22	5.14	170.20	0.00	5.14	1.17	1.20	2.70	0.90	INICIO BUZON 5 NUEVO
22	23	1.59	176.80	-0.10	1.59	0.81	0.96	2.47	0.90	FIN BUZON 5 NUEVO
23	24	7.74	180.00	-0.15	7.74	0.85	0.90	1.83	0.90	
24	25	19.70	166.10	0.35	19.70	0.77	1.07	2.87	0.90	INICIO BUZON 6
25	26	1.57	165.30	-0.25	1.57	0.95	0.93	2.38	0.90	FIN BUZON 6
26	27	28.18	153.80	0.95	28.18	1.32	1.05	2.78	0.90	INICIO BUZON 7
27	28	1.75	152.90	-0.05	1.75	1.15	0.94	2.64	0.90	FIN BUZON 7
28	29	9.20	155.20	0.50	9.20	0.83	1.32	2.25	0.90	
29	30	8.33	144.50	0.40	8.33	1.08	0.98	2.50	0.90	INICIO BUZON 8
30	31	1.61	145.00	-0.15	1.61	1.17	1.02	2.45	0.90	FIN BUZON 8
31	32	9.02	137.50	0.55	9.02	0.86	1.27	2.74	0.90	INICIO BUZON 9
32	33	1.77	135.20	0.00	1.77	0.93	0.90	2.30	0.90	FIN BUZON 9
33	34	16.68	121.50	0.40	16.68	1.35	1.28	2.36	0.90	
34	35	2.65	134.80	-0.35	2.65	1.50	1.30	2.28	0.90	
35	36	6.98	156.20	0.20	6.98	0.80	1.70	2.60	0.90	INICIO BUZON 10
36	37	1.71	156.80	0.25	1.71	1.00	1.20	2.02	0.90	FIN BUZON 10
37	38	6.00	164.20	0.40	6.00	1.10	0.90	2.30	0.90	
38	39	5.14	170.20	0.00	5.14	1.17	1.20	2.70	0.90	
39	40	1.59	176.80	-0.10	1.59	0.81	0.96	2.47	0.90	
40	41	7.90	180.00	-0.15	7.90	0.85	0.90	1.83	0.90	
41	42	19.70	166.10	0.35	19.70	0.77	1.07	2.87	0.90	
42	43	1.58	165.30	-0.25	1.58	0.95	0.93	2.38	0.90	

**LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO INTERIOR MINA**

LUGAR:	SUBNIVEL 5									
PUNTOS		DISTANCIA	RUMBO	INCLINACION	CINTA	IZQUIERDA	DERECHA	ARRIBA	ABAJO	OBSERVACIONES
P	1	0	0	0	0.00	0.90	1.06	2.50	0.90	INICIO GALERIA
1	2	9.08	161.50	-0.35	9.08	1.15	0.95	2.77	0.90	
2	3	9.05	143.10	0.20	9.05	0.94	1.00	2.56	0.90	
3	4	1.55	146.10	0.05	1.55	0.80	1.25	2.66	0.90	
4	5	4.56	142.50	0.10	4.56	0.92	1.30	2.63	0.90	
5	6	11.41	164.80	0.10	11.41	0.80	1.15	2.30	0.90	
6	7	7.44	155.30	0.25	7.44	1.17	1.75	2.48	0.90	
7	8	2.09	145.20	-0.15	2.09	1.50	1.20	2.50	0.90	
8	9	16.40	148.90	-0.20	16.40	0.80	1.08	3.00	0.90	
9	10	7.17	149.50	-0.10	7.17	1.10	0.88	2.80	0.90	
10	11	1.66	163.20	-0.05	1.66	0.90	1.08	2.75	0.90	
11	12	5.19	162.80	0.25	5.19	1.05	1.02	2.40	0.90	
12	13	25.14	162.80	0.20	3.13	0.76	1.18	2.50	0.90	
13	14	1.59	160.80	0.05	1.59	1.06	1.35	2.71	0.90	
14	15	7.74	161.80	0.10	7.74	1.68	1.10	2.56	0.90	
15	16	19.70	162.74	0.10	19.70	1.98	0.94	2.66	0.90	
16	17	1.57	163.50	0.25	1.57	1.32	1.20	2.63	0.90	
17	18	28.18	162.50	-0.15	28.18	0.78	1.06	2.30	0.90	
18	19	1.75	160.01	-0.20	3.13	0.76	1.18	2.48	0.90	
19	20	9.20	165.80	-0.10	9.20	1.06	1.35	2.50	0.90	
20	21	8.33	162.80	0.20	8.33	1.68	1.10	2.77	0.90	
21	22	1.61	164.01	0.05	1.61	1.98	0.94	2.50	0.90	
22	23	9.02	164.23	0.10	9.02	1.32	1.20	2.50	0.90	
23	24	1.77	164.52	0.10	1.77	0.78	1.06	2.50	0.90	
24	25	16.68	164.96	0.25	16.68	1.12	1.02	2.75	0.90	
25	26	2.65	165.30	-0.15	2.65	1.25	1.44	2.56	0.90	
26	27	6.98	165.90	0.20	6.98	1.32	1.05	2.66	0.90	
27	28	1.71	166.40	0.05	1.71	1.15	0.94	2.63	0.90	
28	29	6.00	165.90	0.10	6.00	0.83	1.32	2.30	0.90	
29	30	5.14	166.20	0.10	5.14	1.08	0.98	2.48	0.90	
30	31	1.59	165.30	0.25	1.59	1.17	1.02	2.50	0.90	
31	32	7.90	165.20	-0.15	7.90	0.86	1.27	3.00	0.90	
32	33	19.70	166.70	-0.20	19.70	0.93	0.90	2.80	0.90	
33	34	1.58	166.40	-0.10	1.58	1.35	1.28	2.75	0.90	
34	35	6.00	164.20	0.40	6.00	1.10	0.90	2.30	0.90	
35	36	5.14	170.20	0.00	5.14	1.17	1.20	2.70	0.90	
36	37	7.90	180.00	-0.15	7.90	0.85	0.90	1.83	0.90	

**Anexo 17.** Tabla de descripción de actividades



## DESCRIPCION DE LAS ACTIVIDADES ACTUALES

<b>Nombre del proyecto:</b>		Sociedad Minera Nuevas Rojas, SOMINUR CIA. LTDA					
<b>Ubicación:</b>		Cantón Camilo Ponce Enríquez					
<b>Elaborado Por:</b>		Yanely Cabrera					
<b>Coordenadas</b>		<b>X:</b> 644451;		<b>Y:</b> 9659049;		<b>Z:</b> 647.86	
<b>Datum</b>		PSAD 56		<b>Descripción de las labores</b>			
<b>Tipo de régimen</b>		Pequeña Minería			<b>Tipo de Labor</b>		Labor de preparación
<b>Tipo de Minería</b>		Metálica			<b>Dimensiones de la Chimenea</b>		1.50 m x 1.40 m
<b>Observaciones</b>					<b>Forma de sección</b>		Rectangular
<b>Perforación</b>							
<b>Máquina de perforación</b>		Jack Leg YT 27			<b>Longitud de barrenos</b>		1.60 m
<b>Diámetro de barreno</b>		36mm	<b>Nro. de barrenos</b> 22		<b>Perforaciones diarias</b>		1
<b>Personal Requerido</b>		Perforista y ayudante		<b>Tiempo de perforación</b>		84 minutos por lo general	
<b>Tiempo de perforación por barreno</b>		3 minutos		<b>Fragmento de roca más grande</b>			
<b>Observaciones</b>							
<b>Voladura</b>							
<b>Tipo de explosivo</b>		EMULSEN 5000x 1 1/8 " x 6 "			<b>Tiempo de cargado</b>		30 minutos
<b>Tiempo de cargado por barreno</b>		2 minutos		<b>Cantidad de explosivo por barreno</b>			
<b>Sistemas de iniciación:</b>		<b>Mecha Lenta</b>	x	<b>Cordón detonante</b>		<b>d eléctrico</b>	<b>Otros</b>
<b>Detonador</b>					<b>Cantidad de explosivo por voladura</b>		2,289 kg
<b>Personal requerido</b>		Perforista y ayudante del perforista					
<b>Ventilación</b>							
<b>Tipo de ventilación</b>		<b>Natural</b>			<b>Mecánica</b>		X
<b>Tiempo de ventilación</b>		2 horas			<b>Extracción</b>		x
						<b>Inyección</b>	
<b>Saneamiento</b>							
<b>Instrumento</b>		Barretilla			<b>Longitud</b>		1.60m
<b>Características</b>							
<b>Carga</b>							
<b>Forma del carguío</b>		Manual			<b>Nro. de vagonetas</b>		4
<b>Capacidad</b>		1 tn		<b>Cantidad de material extraído</b>		20 tn/hora	
<b>Personal requerido</b>		Paleros					
<b>Acarreo</b>							
<b>Forma de desplazamiento</b>		Locomotorita y manual			<b>Destino</b>		Botaderos principales
<b>Personal</b>		Locomotorita y carreros			<b>Tiempo</b>		Entre 10 a 5 min

**Anexo 18.** Cálculos para determinar el costo por metro de avance de las actividades actuales

PERFORACIÓN

**Costos Indirectos**

**A) Mano De Obra**

<b>Cant.</b>	<b>Personal</b>	<b>Salario Nominal Persona (\$/Mes)</b>	<b>FR</b>	<b>Salario Real \$/Mes</b>	<b>Salario \$/Día</b>	<b>Salario \$/ H</b>	<b>Salario Por Perforación</b>	<b>Aliment.</b>	<b>Total</b>	<b>Rendimiento m-per /H</b>	<b>Costo Unitario (\$/m-per)</b>
1	Jefe De Mina (20%)	2200	1.73	3806	126.87	21.14	4.23	0.19	4.42	24.00	0.18
2	Ayudante Geología (20%)	850	1.76	1496	49.87	8.31	1.66	0.38	2.04	24.00	0.09
2	Supervisor De Área (40%)	1000	1.76	1760	58.67	9.78	2.93	0.38	3.31	24.00	0.14
2	Perforista (100%)	800	1.77	1416	47.20	7.87	7.87	0.38	8.25	24.00	0.34
2	Ayudante (100%)	700	1.78	1246	41.53	6.92	6.92	0.38	7.30	24.00	0.30
<b>Total</b>											<b>1.06</b>



**B) Equipos**

Descripción	Precio Unitario (\$)	Vida útil (Meses)	Costo Diario (\$/Día)	Costo Por Hora (\$/Hora)	Costo Por Hora Real	Rendimiento m-per /H	Costo Unitario (\$/m-per)
Máquina Perforadora Yt 27	850	6	4.72	0.20	0.29	24	0.01
Compresor Ingersoll Rand	150000	120	41.67	1.74	10.42	24	0.43
Epp				0.21	0.31	24	0.01
Herramienta Menor				0.08	0.12	24	0.00
<b>Total</b>							<b>0.46</b>

**C) Materiales**

Descripción	Unidades	Precio Unitario (\$)	Vida Útil (m-per /U)	Costo Unitario (\$/m-per)
Barreno 1.6	U	106	450	0.24
Broca	U	25	144	0.17
<b>Total</b>				<b>0.41</b>

**Costo Total (DIRECTOS)**

**1.93**

**\$/m-per**

**Costos Indirectos**

Descripción	%	\$/ m-per
Administrativos	10	0.19
Varios E Imprevistos	3	0.06
<b>Costo Total (INDIRECTOS)</b>	<b>Total</b>	<b>0.25 \$/m-per</b>

**Costo Unitario Total (Perforación)**

**2.18 \$/m-per**

VOLADURA

Costos Indirectos

A) Mano De Obra

Cantidad	Personal	Salario Nominal Persona (\$/Mes)	Fr	Salario Real \$/Mes	Salario \$/Día	Salario \$/ H	Salario Por voladura	Alimentación	Total	Rendimiento m-carg/H	Costo Unitario (\$/m-carg)
1	Supervisor De Area (20%)	1000.00	1.76	1760.00	58.67	9.78	1.96	0.00	1.96	66.00	0.03
1	Perforista (100 %)	800.00	1.77	1416.00	47.20	7.87	7.87	0.00	7.87	66.00	0.12
1	Ayudante (100%)	700.00	1.78	1246.00	41.53	6.92	6.92	0.00	6.92	66.00	0.10
										<b>Total</b>	<b>0.25</b>

B) Equipos

Descripción	Precio Unitario (\$)	Vida Útil (Meses)	Costo Diario (\$/Día)	Costo Por Hora (\$/Hora)	Costo Por Hora Real	Rendimiento m-carg /H	Costo Unitario (\$/m-carg)
Nitratera	50	10	0.17	0.01	0.00	66	0.00
Epp				0.21	0.07	66	0.00
Herramienta Menor				0.08	0.03	66	0.00
						<b>Total</b>	<b>0,00</b>

**C) Materiales**

Descripción	Unidades	Cantidad /Cuña	Precio Unitario (\$)	Vida Útil (m-carg /U)	Costo Unitario (\$/m-carg)
Emulsen	Cartuchos	11	0.54	0.9	0.49
Nitrato	Kg	18	7.56	0.9	6.80
Fulminante	U	18	0.35	0.9	0.32
Mecha Seguridad	M	34.2	0.35	1.72	0.60
				<b>Total</b>	<b>8.21</b>

<b>Costo Total (DIRECTOS)</b>				<b>8.46</b>	<b>\$/ m-carg</b>
-------------------------------	--	--	--	-------------	-------------------

**Costos Indirectos**

Descripción	%	\$/ m-carg
Administrativos	10	0.85
Varios E Imprevistos	3	0.25
<b>Costo Total (INDIRECTOS)</b>		<b>1.10 \$/m-carg</b>

<b>Costo Unitario Total (Voladura)</b>		<b>9.56</b>	<b>\$/ m-carg</b>
--	--	-------------	-------------------

VENTILACIÓN Y DESAGÜE

**Costos Indirectos**

**A) Mano De Obra**

Cant.	Personal	Salario Nominal Persona (\$/Mes)	Fr	Salario Real \$/Mes	Salario \$/Día	Salario \$/ H	Salario Por Perforación	Alimentación	Total	Rendimiento m- inst/H	Costo Unitario (\$/m- inst)
1	Jefe De Mina (20%)	2200	1.73	3806	126.87	21.14	4.23	0,00	4.23	2.00	2.11
1	Supervisor De Área (30%)	1000	1.76	1760	58.67	9.78	2.93	0,00	2.93	2.00	1.47
1	Instalador (100%)	550	1.8	990	33.00	5.50	5.50	0.19	5.69	2.00	2.85
1	Ayudante (100%)	500	1.81	905	30.17	5.03	5.03	0.19	5.22	2.00	2.61
<b>Total</b>											<b>9.04</b>

**B) Equipos**

Descripción	Precio Unitario (\$)	Vida Útil (Meses)	Costo Diario (\$/Día)	Costo Por Hora (\$/Hora)	Costo Por Hora Real	Rendimiento m- inst /H	Costo Unitario (\$/m- inst)
<b>Compresor Ingersoll Rand</b>	150000	120	41.67	1.74	3.47	2	1.74
<b>Ventilador Vaf8000</b>	4000	36	3.70	0.15	0.31	2	0.15
<b>Epp</b>				0.21	0.42	2	0.21
<b>Herramienta Menor</b>				0.08	0.16	2	0.08
<b>Total</b>							<b>2.18</b>

**C) Materiales**

<b>Descripción</b>	<b>Unidades</b>	<b>Precio Unitario (\$)</b>	<b>Cantidad U/ m- inst</b>	<b>Costo Unitario (\$/m- inst)</b>
<b>Manga De Ventilación 24 Pulgadas</b>	M	6	1	6.00
<b>Accesorios Y Acoples</b>	U	2	3	6.00
<b>Soportes</b>	U	1.5	1	1.50
<b>Tubería Hdpe 6 Pulgadas</b>	M	3	1	3.00
<b>Varios</b>		2	1.72	3.44
			<b>Total</b>	<b>19.94</b>

**Costo Total (DIRECTOS)****31.16****\$/ m- inst****Costos Indirectos**

<b>Descripción</b>	<b>%</b>	<b>\$/ m- inst</b>
<b>Administrativos</b>	10	3.12
<b>Varios E Imprevistos</b>	3	0.93
<b>Costo Total (INDIRECTOS)</b>		<b>4.05 \$/m- inst</b>

**Costo Unitario Total (Ventilación y Desagüe)****35.21****\$/ m- inst**

TRANSPORTE

**Costos Indirectos**  
**A. Mano De Obra**

Cantidad	Personal	Salario Nominal Persona (\$/Mes)	Fr	Salario Real \$/Mes	Salario \$/Día	Salario \$/ H	Salario Por transporte	Alimentación	Total	Rendimiento m <sup>3</sup> /H	Costo Unitario (\$/m <sup>3</sup> )
1	Supervisor De Área (10%)	1000.00	1.76	1760.00	58.67	9.78	0.98	0.00	0.98	5.00	0.20
1	Locomotorista (100%)	800.00	1.77	1416.00	47.20	7.87	7.86	0.19	8.06	5.00	1.61
1	Ayudante (100%)	700.00	1.78	1246.00	41.53	6.92	6.92	0.19	7.11	5.00	1.42
<b>Total</b>											<b>3.23</b>

**B. Equipos**

Descripción	Precio Unitario (\$)	Vida Útil (Meses)	Costo Diario (\$/Día)	Costo Por Hora (\$/Hora)	Costo Por Hora Real	Rendimiento m <sup>3</sup> /H	Costo Unitario (\$/m <sup>3</sup> )
<b>Locomotora Cty 6tn</b>	25000	120	6.94	0.29	0.14	5.00	0.03
<b>Vagones (5)</b>	4000	24	5.56	1.16	0.58	5.00	0.12
<b>Epp</b>				0.21	0.11	5.00	0.02
<b>Herramienta Menor</b>				0.08	0.04	5.00	0.01
<b>Total</b>							<b>0.17</b>

### C. Materiales

Descripción	Unidades	Precio Unitario (\$)	Cantidad U/m <sup>3</sup>	Costo Unitario (\$/m <sup>3</sup> )
Palas	U	20	0.005	0.10
Barretilla	U	10	0.005	0.05
			<b>Total</b>	<b>0.15</b>
<b>Costo Total (DIRECTOS)</b>			<b>3.55</b>	<b>\$/m<sup>3</sup></b>
<b>Costos Indirectos</b>				
Descripción		%		\$/m <sup>3</sup>
Administrativos		10		0.36
Varios E Imprevistos		3		0.11
<b>Costo Total (INDIRECTOS)</b>				<b>0.46 \$/m<sup>3</sup></b>
<b>Costo Unitario Total (Transporte)</b>		<b>4.01</b>		<b>\$/m<sup>3</sup></b>

N°	Actividad	Costos Unitario		Cantidad utilizada por Malla de Perforación		Costo total por metro de avance
		Valor	Unidad	Valor	Unidad	USD
1	Perforación	2.18	USD/m-perf	54.40	m-perf	118.51
2	Voladura	9.56	USD/m-carg	42.00	m-carg	401.62
3	Ventilación y Desague	35.21	USD/m-inst	1.00	m-inst	35.21
5	Transporte	4.01	USD/m <sup>3</sup>	6.67	m <sup>3</sup>	26.78
<b>Costo total por metro de avance</b>						<b>582.12</b>

**Anexo 19.** Caracterización geológica en superficie



## CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA EN SUPERFICIE

### AFLORAMIENTO

<b>Nro. De afloramiento</b>	<b>1</b>	<b>Ubicación:</b>		Cantón Camilo Ponce Enríquez/ Concesión Bella Rica	
<b>Coordenadas:</b>	<b>X:</b>	<b>Y:</b>		<b>Datum:</b>	
	644476m	9658535m		P SAD 56	
<b>Realizado por:</b>	Yanely del Cisne Cabrera Castillo				
<b>Ancho:</b>	10 m	<b>Altura:</b>		5 m	
<b>Descripción:</b>	Roca ígnea meteorizada con formas irregulares y angulares (andesita-basalto). Además, se observa la presencia de suelo residual de coloración rojiza y cobertura vegetal de menos de 0.5 m de espesor.				
<b>Medidas Estructurales</b>	<b>R</b>			<b>B</b>	
	290			75	
<b>Hidrogeología</b>	<b>Sin presencia de agua</b> ( )	<b>Seco</b> (sin señales de agua) ( )	<b>Húmedo</b> ( x )	<b>Goteo</b> ( )	<b>Flujo</b> ( )
	<b>Inalterada</b> ( )	<b>Ligeramente alterada</b> ( )	<b>Moderadamente alterada</b> ( )	<b>Muy alterada</b> ( x )	<b>Completamente Meteorizada</b> ( )

### MATRIZ ROCOSA

<b>Tipo de roca:</b>	Andesita
<b>Color:</b>	Gris Claro



**CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA EN SUPERFICIE**

**AFLORAMIENTO**

<b>Nro. De afloramiento</b>	<b>2</b>	<b>Ubicación:</b>		Cantón Camilo Ponce Enríquez/ Concesión Bella Rica	
<b>Coordenadas:</b>	<b>X:</b>	<b>Y:</b>	<b>Datum:</b>		
	644188m	9658724m	PSAD 56		
<b>Realizado por:</b>	Yanely del Cisne Cabrera Castillo				
<b>Ancho:</b>	2 metros	<b>Altura:</b>		3 metros	
<b>Descripción:</b>	Este afloramiento está compuesto por andesitas basálticas, las cuales se encuentran expuestas en una quebrada cercana al campamento. La roca, de tonalidad gris oscuro y textura de grano fino, se encuentra altamente meteorización en su superficie y presencia de cobertura vegetal.				
<b>Medidas Estructurales</b>	<b>R</b>			<b>B</b>	
	165			78	
<b>Hidrogeología</b>	<b>Sin presencia de agua</b> ( )	<b>Seco (sin señales de agua)</b> ( )	<b>Húmedo</b> ( )	<b>Goteo</b> ( )	<b>Flujo</b> ( x )
<b>Grado de meteorización</b>	<b>Inalterada</b> ( )	<b>Ligeramente alterada</b> ( )	<b>Moderadamente alterada</b> ( )	<b>Muy alterada</b> ( x )	<b>Compl Meteorizada</b> ( )

**MATRIZ ROCOSA**

<b>Tipo de roca:</b>	Andesita
<b>Color:</b>	Gris Oscuro



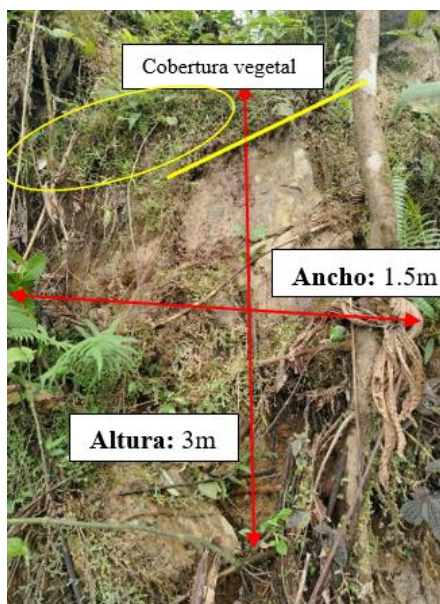
**CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA EN SUPERFICIE**

**AFLORAMIENTO**

<b>Nro. De afloramiento</b>	<b>3</b>	<b>Ubicación:</b>	Cantón Camilo Ponce Enríquez/ Concesión Bella Rica		
<b>Coordenadas:</b>	<b>X:</b>	<b>Y:</b>	<b>Datum:</b>		
	644199m	9658698m	PSAD 56		
<b>Realizado por:</b>	Yanely del Cisne Cabrera Castillo				
<b>Ancho:</b>	1.5 m	<b>Altura:</b>	3 m		
<b>Descripción:</b>	Afloramiento ubicado cerca de la mina compuesto por roca ígnea muy fracturada (andesita-basalto) y muy meteorizada; presenta suelo residual, vegetación < 0.6 m				
<b>Medidas Estructurales</b>	<b>R</b>		<b>B</b>		
	185		83		
<b>Hidrogeología</b>	<b>Sin presencia de agua</b> ( )	<b>Seco (sin señales de agua)</b> ( )	<b>Húmedo</b> ( x )	<b>Goteo</b> ( )	<b>Flujo</b> ( )
<b>Grado de meteorización</b>	<b>Inalterada</b> ( )	<b>Ligeramente alterada</b> ( )	<b>Moderadamente alterada</b> ( )	<b>Muy alterada</b> ( x )	<b>Completamente Meteorizada</b> ( )

**MATRIZ ROCOSA**

<b>Tipo de roca:</b>	Andesita
<b>Color:</b>	Gris Oscura



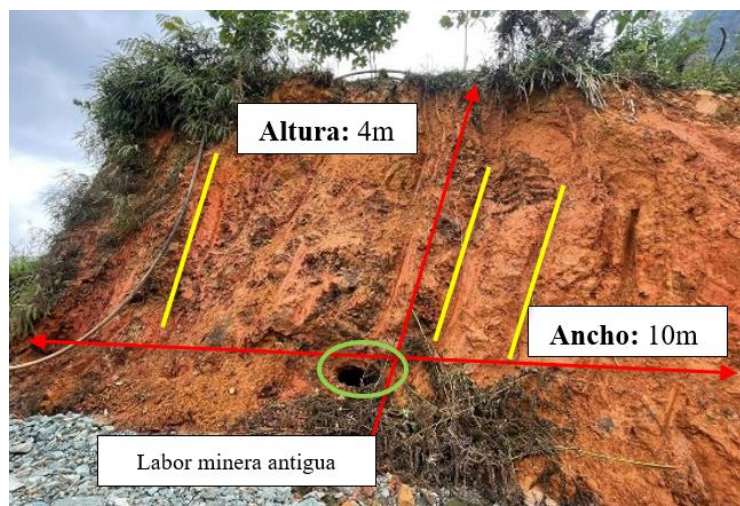
## CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA EN SUPERFICIE

### AFLORAMIENTO



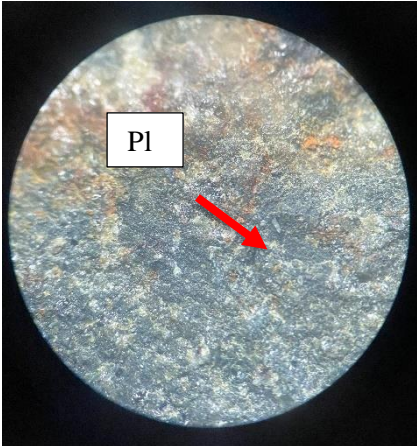
<b>Nro. De afloramiento</b>	<b>4</b>	<b>Ubicación:</b>		Cantón Camilo Ponce Enríquez/ Concesión Bella Rica	
<b>Coordenadas:</b>	<b>X:</b>	<b>Y:</b>	<b>Datum:</b>		
	644289m	9658571m	PSAD 56		
<b>Realizado por:</b>	Yanely del Cisne Cabrera Castillo				
<b>Ancho:</b>	10 m	<b>Altura:</b>		4 m	
<b>Descripción:</b>	El suelo residual presenta una tonalidad rojiza y contiene fragmentos altamente meteorizados de la roca matriz, con tamaños inferiores a 10 cm, los cuales se encuentran incrustados en una matriz areno-arcillosa. Además, la capa vegetal tiene un espesor menor a 0.4 m.				
<b>Medidas Estructurales</b>	<b>R</b>			<b>B</b>	
	153			79	
<b>Hidrogeología</b>	<b>Sin presencia de agua</b> ( )	<b>Seco (sin señales de agua)</b> ( )	<b>Húmedo</b> ( x )	<b>Goteo</b> ( )	<b>Flujo</b> ( )
<b>Grado de meteorización</b>	<b>Inalterada</b> ( )	<b>Ligeramente alterada</b> ( )	<b>Moderadamente alterada</b> ( x )	<b>Muy alterada</b> ( )	<b>Compl Meteorizada</b> ( )



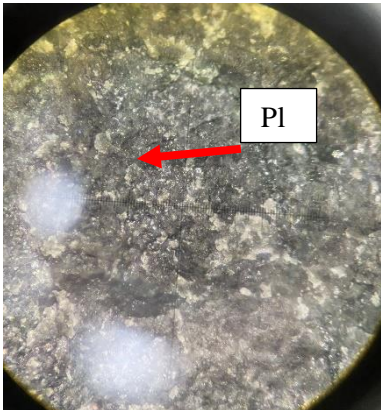
### MATRIZ ROCOSA



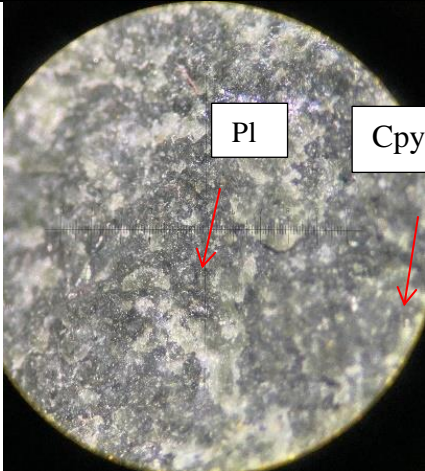
<b>Tipo de roca:</b>	Andesita
<b>Color:</b>	Gris Clara





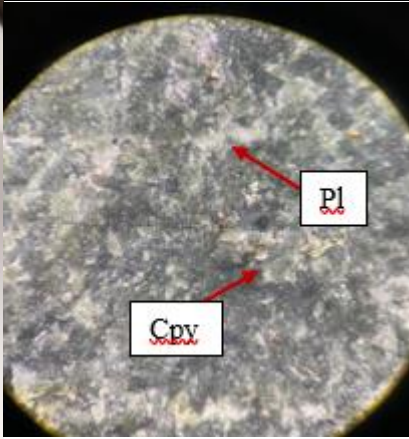
**Anexo 20.**Análisis macroscópico


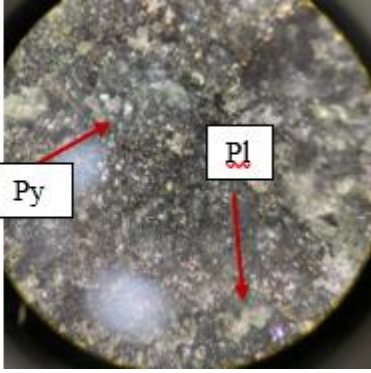
ANÁLISIS MACROSCÓPICO										
Código de la muestra		M1			Colector		Yanely Cabrera Castillo.			
Coordenadas de ubicación geográfica					DATOS DE UBICACIÓN					
X		644188m								
Y		9658724m								
Z		656.7 msnm			DATUM		WGS84		PSAD56	X
Descripción mineralógica					Provincia		Azúay			
Color		Gris Oscuro			Cantón		Camilo Ponce Enríquez			
					Sector		Bella Rica			
0-25%		25 – 45 %	X	45-85%		85-100%	COMPOSICIÓN MINERALÓGICA			
Textura		Forma de granos								
Fanerítica		Idiomorfo			Minerales Principales					
Afanítica		X	Hipidiomorfo		Cuarzo		3%			
Porfídica		Anhedral			Plagioclasa		5%			
Vítrea		%Fenocristales			Feldespatos		13%			
Piroclástica					Otros					
Tipo de roca		Ígnea (Extrusiva)			Mineralización					
Nombre de la roca		Andesita Basáltica			Presencia de Pirita					
FOTOGRAFÍA										
										



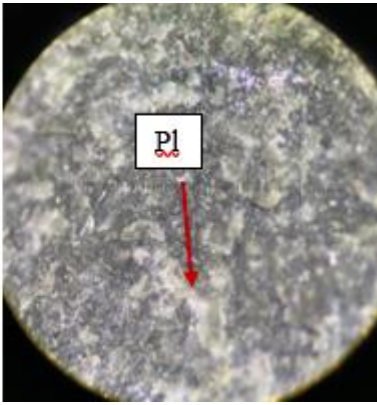
ANÁLISIS MACROSCÓPICO									
<b>Código de la muestra</b>		M2			<b>Colector</b>		Yanelly Cabrera Castillo.		
<b>Coordenadas de ubicación geográfica</b>				<b>Datos:</b> 83/185					
<b>X</b>		644199m			<b>DATOS DE UBICACIÓN</b>				
<b>Y</b>		9658698m							
<b>Z</b>		631.5msnm			<b>DATUM</b>	WGS84		PSAD56	<b>X</b>
<b>Descripción mineralógica</b>				<b>Provincia</b>		Azuary			
<b>Color</b>		Gris Oscuro			<b>Cantón</b>		Camilo Ponce Enríquez		
				<b>Sector</b>		Bella Rica			
0-25%		25 – 45 %	<b>X</b>	45-85%		85-100%	<b>COMPOSICIÓN MINERALÓGICA</b>		
<b>Textura</b>		<b>Forma de granos</b>							
<i>Fanerítica</i>		<i>Idiomorfo</i>				<b>Minerales Principales</b>			
<i>Afanítica</i>		<b>X</b>	<i>Hipidiomorfo</i>			<b>Cuarzo</b>		3%	
<i>Porfídica</i>		<i>Anhedral</i>				<b>Plagioclasa</b>		6%	
<i>Vítrea</i>		<i>%Fenocristales</i>				<b>Feldespatos</b>		11%	
<i>Piroclástica</i>						<b>Otros</b>			
<b>Tipo de roca</b>		<i>Ígnea (Extrusiva)</i>				<b>Mineralización</b>			
<b>Nombre de la roca</b>		<i>Andesita Basáltica</i>				<i>Presencia de Pirita</i>			
FOTOGRAFÍA									
									

ANÁLISIS MACROSCÓPICO											
Código de la muestra		M3			Colector		Yanelly Cabrera Castillo.				
Coordenadas de ubicación geográfica					DATOS DE UBICACIÓN						
X		644289m								Datos: 79/153	
Y		9658571m			DATUM	WGS84		PSAD56	X		
Z		609.7msnm									
Descripción mineralógica					Provincia		Azuary				
Color		Gris Oscuro			Cantón		Camilo Ponce Enríquez				
					Sector		Bella Rica				
0-25%		25 – 45 %	X	45-85%		85-100%	COMPOSICIÓN MINERALÓGICA				
Textura		Forma de granos			Minerales Principales						
Fanerítica		Idiomorfo			Cuarzo					3%	
Afanítica		X	Hipidiomorfo			Plagioclasa					5%
Porfídica		Anhedral			Feldespatos					13%	
Vítrea		%Fenocristales			Otros						
Piroclástica					Mineralización						
Tipo de roca		Ígnea (Extrusiva)			Presencia de Pirita						
Nombre de la roca		Andesita Basáltica									
FOTOGRAFÍA											
											


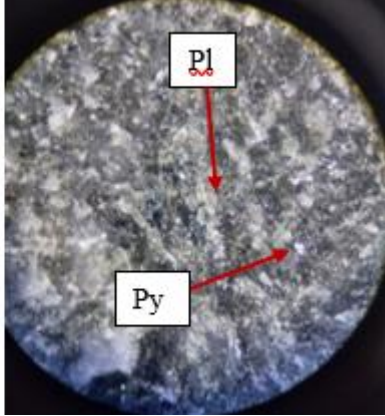


ANÁLISIS MACROSCÓPICO											
Código de la muestra		M1 SN4		Colector		Yanely Cabrera Castillo.					
DATOS ESTRUCTURALES				DATOS DE UBICACIÓN							
Rumbo/ Azimut		153		DATUM		WGS84		PSAD56	X		
Buzamiento		89		Norte (Y)			Este(X)		Altura(z)		
Dirección de Bz				Lugar		Subnivel 4	Provincia		Azuay		
Color		Gris Oscuro		Estación		1	Cantón		Camilo Ponce Enríquez		
				Abscisa		(0+000.00 -0+0.054)	Sector		Bella Rica		
0-25%	25 – 45 %	X	45-85%	85-100%	COMPOSICIÓN MINERALÓGICA						
Textura		Forma de granos			Minerales Principales						
Fanerítica		Idiomorfo			Cuarzo					3%	
Afanítica		X	Hipidiomorfo			Plagioclasa					5%
Porfídica		Anhedral			Feldespatos					11%	
Vítrea		%Fenocristales			Otros						
Piroclástica					Mineralización						
Tipo de roca		Ígnea (Extrusiva)			Mineralización					Presencia de Pirita	
Nombre de la roca		Andesita Basáltica			Mineralización					Presencia de Pirita	
FOTOGRAFÍA											
											


ANÁLISIS MACROSCÓPICO										
Código de la muestra		M2 SN4		Colector		Yanelly Cabrera Castillo.				
DATOS ESTRUCTURALES				DATOS DE UBICACIÓN						
Rumbo/ Azimut		155		DATUM		WGS84		PSAD56	X	
Buzamiento		87		Norte (Y)			Este(X)		Altura(z)	
Dirección de Bz				Lugar		Subnivel 4	Provincia		Azuay	
Descripción mineralógica		Color		Estación		5	Cantón		Camilo Ponce Enríquez.	
		Gris Oscuro		Abscisa		(0+000.00 -0+084.0)	Sector		Bella Rica	
0-25%		25 – 45 %	X	45-85%		85-100%	COMPOSICIÓN MINERALÓGICA			
Textura		Forma de granos		Minerales Principales						
Fanerítica		Idiomorfo		Cuarzo						3%
Afanítica		X	Hipidiomorfo	Plagioclasa						5%
Porfídica		Anhedral		Feldespatos						13%
Vítrea		%Fenocristales		Otros						
Piroclástica				Mineralización						
Tipo de roca		Ígnea (Extrusiva)		Mineralización						
Nombre de la roca		Andesita Basáltica		Presencia de Pirita						
FOTOGRAFÍA										
										

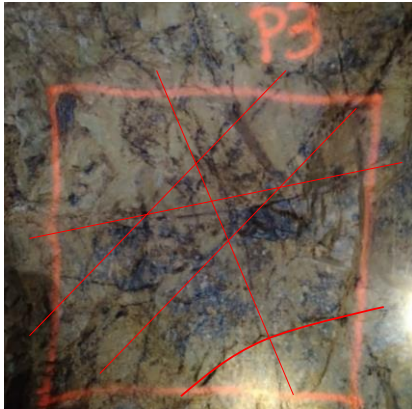
ANÁLISIS MACROSCÓPICO										
Código de la muestra		M1 SN5		Colector		Yanelly Cabrera Castillo.				
DATOS ESTRUCTURALES				DATOS DE UBICACIÓN						
Rumbo/ Azimut		160		DATUM		WGS84		PSAD56	X	
Buzamiento		74		Norte (Y)			Este(X)		Altura(z)	
Descripción mineralógica				Lugar		Subnivel 5	Provincia		Azuay	
Color		Gris Oscuro		Estación		1	Cantón		Camilo Ponce Enríquez	
				Abscisa		(0+000.00 -0+047.0)	Sector		Bella Rica	
				0-25%	25 – 45 %	X	45-85%	85-100%	COMPOSICIÓN MINERALÓGICA	
Textura		Forma de granos		Minerales Principales						
Fanerítica		Idiomorfo		Cuarzo		3%				
Afanítica		X	Hipidiomorfo		Plagioclasa		4%			
Porfídica		Anhedral		Feldespatos		11%				
Vítrea		%Fenocristales		Otros						
Piroclástica				Mineralización						
Tipo de roca		Ígnea (Extrusiva)		Presencia de Pirita						
Nombre de la roca		Andesita Basáltica								
FOTOGRAFÍA										
										

### ANÁLISIS MACROSCÓPICO

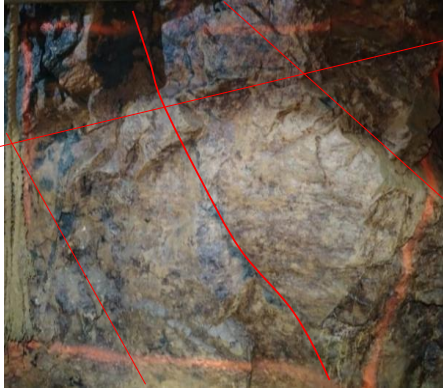
<b>Código de la muestra</b>		M2 SN5		<b>Colector</b>		Yanelly Cabrera Castillo.						
<b>DATOS ESTRUCTURALES</b>						<b>DATOS DE UBICACIÓN</b>						
<b>Rumbo/ Azimut</b>		175				<b>DATUM</b>		WGS84		PSAD56	<b>X</b>	
<b>Buzamiento</b>		85				<b>Norte (Y)</b>			<b>Este(X)</b>		<b>Altura(z)</b>	
<b>Dirección de Bz</b>						<b>Lugar</b>		Subnivel 5	<b>Provincia</b>			Azuay
<b>Descripción mineralógica</b>						<b>Estación</b>		4	<b>Cantón</b>			Camilo Ponce Enríquez
<b>Color</b>						<b>Abscisa</b>		(0+000.00 -0+077.0)	<b>Sector</b>			Bella Rica
0-25%		25 – 45 %		<b>X</b>		45-85%		85-100%				
<b>Textura</b>						<b>COMPOSICIÓN MINERALÓGICA</b>						
<b>Forma de granos</b>						<b>Minerales Principales</b>						
<i>Fanerítica</i>		<i>Idiomorfo</i>				<b>Cuarzo</b>			3%			
<i>Afanítica</i>		<b>X</b>		<i>Hipidiomorfo</i>		<b>Plagioclasa</b>			5%			
<i>Porfídica</i>		<i>Anhedral</i>				<b>Feldespatos</b>			13%			
<i>Vítrea</i>		<i>%Fenocristales</i>				<b>Otros</b>						
<i>Piroclástica</i>												
<b>Tipo de roca</b>		<i>Ígnea (Extrusiva)</i>				<b>Mineralización</b>						
<b>Nombre de la roca</b>		<i>Andesita Basáltica</i>				<i>Presencia de Pirita</i>						
<b>FOTOGRAFÍA</b>												
												

**Anexo 21.** Mapeo por el método de las Ventana


Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto		Diseño de un Waste Pass								Ubicación				Por	Yanely Cabrera			
Mina		SOMINUR								Punto	1 - Subnivel 4	Abscisa	0+000.00 - 0+022.00		Fecha			
N°		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Parámetros				Rango de Valores								
SN4 E2		252		50		Valor Estimado												
Tipo de Roca		Dureza	RQD (%)		Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1					
Andesita Basáltica		7	96.02		PSAD 56	Valoración	15	12	7	4	2	1	0					
Característica de las discontinuidades																		
N° De Familias		Tipo De Estructura	Buzamiento	Azimut (°)	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%
J1		79	313	10	6	6	6	6	6	6	2	5	Valoración	6	4	2	1	0
J2		58	174	10	6	6	6	6	6	6	6	5	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm
		90	155	10	6	6	6	6	6	6	6	5	Valoración	6	5	4	1	0
		90	154	10	6	5	6	6	6	6	6	5	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido
		90	156	10	6	6	5	6	6	6	6	5	Valoración	6	5	3	1	0
													Relleno	Limpio	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
													GSI	79	Valoración RMR	81	Clase de Macizo / Calidad	
																	CLASE I / CALIDAD MUY BUENA	
Proyección Estereográfica												Fotografía de la Estación						
																		

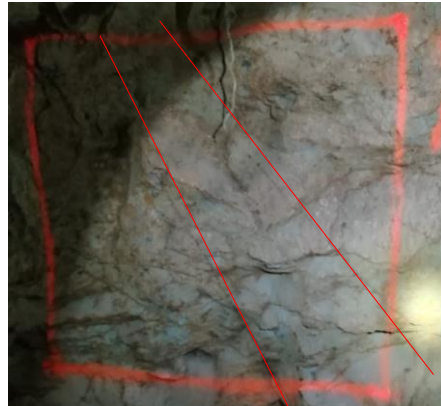
Ficha de Caracterización Geomecánica																													
Proyecto		Diseño de un Waste Pass						Ubicación				Por	Yanely Cabrera																
Mina		SOMINUR						Punto	2 - Subnivel 4		Abscisa	0+022.00 - 0+035.00		Fecha															
N°		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)																							
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Parámetros				Rango de Valores																			
SN4 E13		252		50		Valor Estimado																							
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1													
Andesita Basáltica		7		91.9		PSAD 56		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	Buzamiento	Azimut (°)	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																	
J1		84		82		10		6		5		6		4		2		1		0									
J2		80		290		10		6		6		6		4		5		Cerrada		<0.1mm.		0.1-1.0mm		1-5mm		>5mm			
J3		88		287		8		6		4		6		4		5		Valoración		6		5		4		1		0	
		74		276		10		6		5		6		6		6		Rugosidad		Muy Rugosa		Rugosa		Lig. Rugosa		Lisa		Pulido	
		75		110		10		6		6		6		4		6		Valoración		6		5		3		1		0	
		65		121		10		6		6		6		4		5		Relleno		Limpio		Duro <5mm.		Duro >5mm.		Suave<5mm		Suave>5mm	
		90		104		15		6		5		6		4		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	
																		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	
																		GSI		76		Valoración RMR		79		Clase de Macizo / Calidad			
																										CLASE II / CALIDAD BUENA			
Proyección Estereográfica										Fotografía de la Estación																			
																													


**Ficha de Caracterización Geomecánica**


Proyecto		Diseño de un Waste Pass										Ubicación				Por	Yanelly Cabrera			
Mina	SOMINUR										Punto	3 - Subnivel 4		Abscisa	0+035.00 - 0+047.00		Fecha			
N°		Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)													
Estación		Azimut (°)	Buzamiento (°)			Parámetros					Rango de Valores									
SN4 E1		252	50								Valor Estimado									
Tipo de Roca		Dureza	RQD (%)		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1					
Andesita Basáltica		7	96.02		PSAD 56		Valoración		15	12	7	4	2	1	0					
Característica de las discontinuidades												RQD								
N° De Familias	Tipo De Estructura	Buzamiento	Azimut (°)	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		Rango de Valores						
												RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
												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		Rango de Valores						
												< 1m		1-3m	3-10m	10-20m	>20m			
S1		70	153		15		6	4	5	4	3	Valoración		6	4	2	1	0		
		81	153		15		6	4	5	6	5	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
		88	154		15		6	4	5	6	5	Valoración		6	5	4	1	0		
		71	161		15		6	4	5	6	5	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido		
S2		71	255		15		6	1	5	6	5	Valoración		6	5	3	1	0		
												Relleno		Rango de Valores						
												Limpio		Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm			
												Valoración		Rango de Valores						
												6		4	2	2	0			
												Alteración		Rango de Valores						
												Sana		Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta			
												Valoración		Rango de Valores						
												6		5	3	1	0			
												Agua Subterránea		Rango de Valores						
												Seco		Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo			
												Valoración		Rango de Valores						
												15		10	7	4	0			
												Corrección por Orientación		Rango de Valores						
												Muy Favorable		Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable			
												Valoración		Rango de Valores						
												0		-2	-5	-10	-12			
												Clasificación		Rango de Valores						
												Muy buena		Buena	Media	Mala	Muy Mala			
												100-81		80-61	60-41	40-21	<20			
GSI		80		Valoración RMR		83		Clase de Macizo / Calidad												
								<b>CLASE I / CALIDAD MUY BUENA</b>												
Proyección Estereográfica												Fotografía de la Estación								
																				





Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto		Diseño de un Waste Pass						Ubicación				Por	Yanely Cabrera					
Mina	SOMINUR						Punto	4 - Subnivel 4		Abscisa	0+047.00 + 0+061.00		Fecha					
N°	Orientación de Estaciones						Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)											
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)				Parámetros			Rango de Valores								
SN4 E1	252		50				Valor Estimado											
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1					
Andesita Basáltica	7	96.02		PSAD 56		Valoración	15	12	7	4	2	1	0					
Característica de las discontinuidades											RQD							
N° De Familias	Tipo De Estructura	Buzamiento	Azimut (°)	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%	
												Espaciamiento	> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m	
											Valoración	20	17	13	8	3		
											Valoración	20	15	10	8	5		
											Condición de Juntas							
											Persistencia	< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
S1	80	162		15		6	6	5	6	6	Valoración	6	4	2	1	0		
	77	165		15		6	6	5	6	6	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
	61	161		15		6	6	5	6	6	Valoración	6	5	4	1	0		
	81	158		15		4	6	3	6	6	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido		
S2	57	292		15		6	6	5	6	6	Valoración	6	5	3	1	0		
											Relleno	Limpio	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		
											GSI	80	Valoración RMR	85	Clase de Macizo / Calidad			
														<b>CLASE I / CALIDAD MUY BUENA</b>				
											Proyección Estereográfica				Fotografía de la Estación			
																		

Ficha de Caracterización Geomecánica														
Proyecto		Diseño de un Waste Pass						Ubicación				Por	Yanely Cabrera	
Mina		SOMINUR						Punto	5 - Subnivel 4	Abscisa	0+061.00 – 0+075.00		Fecha	
N° Estación		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)								
SN4 E1		Azimut (°)	Buzamiento (°)			Parámetros				Rango de Valores				
Tipo de Roca		Dureza	RQD (%)		Sis. Coord. (Datum)		Valor Estimado							
Andesita Basáltica		7	96.02		PSAD 56		Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1
Característica de las discontinuidades							RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
N° De Familias	Tipo De Estructura	Buzamiento	Azimut (°)	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		
												Espaciamiento		
												Condición de Juntas		
												Persistencia		
												< 1m		
												1-3m		
												3-10m		
												10-20m		
												>20m		
S1		80	162		15		6	6	5	6	6	Valoración		
		89	165		15		6	6	6	6	6	Abertura		
		71	161		15		4	4	5	4	6	Cerrada		
		81	167		15		4	6	5	4	6	<0.1mm.		
		78	168		15		6	6	5	6	6	0.1-1.0mm		
												1-5mm		
												>5mm		
												Rugosidad		
												Muy Rugosa		
												Rugosa		
												Lig. Rugosa		
												Lisa		
												Pulido		
												Relleno		
												Limpio		
												Duro <5mm.		
												Duro >5mm.		
												Suave<5mm		
												Suave>5mm		
												Alteración		
												Sana		
												Lig. Alterada		
												Mod. Alterada		
												Muy Alterada		
												Descompuesta		
												Agua Subterránea		
												Seco		
												Húmedo		
												Saturado		
												Goteo		
												Fluyendo		
												Corrección por Orientación		
												Muy Favorable		
												Favorable		
												Media		
												Desfavorable		
												Muy Desfavorable		
												Valoración		
												0		
												-2		
												-5		
												-10		
												-12		
												Clasificación		
												Muy buena		
												Buena		
												Media		
												Mala		
												Muy Mala		
												GSI		
												79		
												Valoración RMR		
												86		
												Clase de Macizo / Calidad		
												<b>CLASE I / CALIDAD MUY BUENA</b>		
Proyección Estereográfica							Fotografía de la Estación							
														


Ficha de Caracterización Geomecánica																				
Proyecto		Diseño de un Waste Pass					Ubicación				Por	Yanely Cabrera								
Mina	SOMINUR					Punto	6 - Subnivel 4		Abscisa	0+075.00 – 0+087.00		Fecha								
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)														
Estación	Azimut (°)	Buzamiento (°)				Parámetros			Rango de Valores											
SN4 E1	252	50				Valor Estimado														
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)	Sis. Coord. (Datum)			Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1							
Andesita Basáltica	7	99.82	PSAD 56			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	Buzamiento	Azimut (°)	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
S1		88	159		15		6	6	6	6	6	Valoración	6	4	2	1	0			
		71	165		15		4	6	6	6	6	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm			
		78	155		15		4	4	6	6	6	Valoración	6	5	4	1	0			
		81	169		15		4	6	6	4	6	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido			
												Valoración	6	5	3	1	0			
												Relleno	Limpio	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			
												GSI	78	Valoración RMR	<b>81</b>			Clase de Macizo / Calidad		
																		<b>CLASE I / CALIDAD MUY BUENA</b>		
												Proyección Estereográfica				Fotografía de la Estación				
																				


Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto		Diseño de un Waste Pass						Ubicación				Por	Yanelly Cabrera					
Mina		SOMINUR						Punto	7 - Subnivel 4	Abscisa	0+087.00 -0+109.00		Fecha					
N° Estación		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
SN4 E1		Azimut (°)	Buzamiento (°)			Parámetros				Rango de Valores								
Tipo de Roca		Dureza	RQD (%)		Sis. Coord. (Datum)		Valor Estimado											
Andesita Basáltica		7	96.02		PSAD 56		Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1				
Característica de las discontinuidades							RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%						
N° De Familias	Tipo De Estructura	Buzamiento	Azimut (°)	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	20	15	10	8	5	
S1		70	168		15		4	6	6	6	6	Persistencia	< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	
												Valoración	6	4	2	1	0	
		71	165		15		4	6	6	6	6	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm	
		78	151		15		6	6	6	6	6	Valoración	6	5	4	1	0	
		65	161		15		4	4	6	4	6	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido	
		64	169		15		4	6	6	4	6	Valoración	6	5	3	1	0	
												Relleno	Limpio	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	
												GSI	74	Valoración RMR	79	Clase de Macizo / Calidad		
																CLASE II / CALIDAD BUENA		
Proyección Estereográfica												Fotografía de la Estación						
																		

Ficha de Caracterización Geomecánica																							
Proyecto		Diseño de un Waste Pass						Ubicación				Por											
Mina		SOMINUR						Punto		1 - Subnivel 5		Abscisa		0+000.00 - 0+018.00									
N°		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)																	
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Parámetros				Rango de Valores													
SN4 E13		252		50		Valor Estimado																	
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa		250 - 100 Mpa		100 - 50 Mpa		50 - 25 Mpa		25-5		5-1		<1	
Andesita Basáltica		7		96.02		PSAD 56		Valoración		15		12		7		4		2		1		0	
Característica de las discontinuidades																							
N° De Familias		Tipo De Estructura		Buzamiento		Azimut (°)		N° De estructuras		Esp. (m)		Forma		Persistencia (val)		Abertura (val)		Rugosidad (val)		Relleno (val)		Alteración (val)	
S1		88		181		10		6		4		6		6		6		6		6		5	
		74		185		10		6		5		6		6		6		6		6		6	
		65		178		10		4		6		6		4		6		4		6		6	
		76		170		10		6		6		6		4		5		4		5		5	
		88		155		10		6		5		6		4		3		4		3		3	
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		Valoración		6		5		4		1		0	
Rugosidad		Muy Rugosa		Rugosa		Lig. Rugosa		Lisa		Pulido		Valoración		6		Muy Rugosa		Rugosa		Lig. Rugosa		Lisa	
Relleno		Limpio		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		Valoración		100-81		80-61		60-41		40-21		<20	
GSI		73		Valoración RMR		79		Clase de Macizo / Calidad															
														CLASE II / CALIDAD BUENA									
Proyección Estereográfica														Fotografía de la Estación									
																							


Ficha de Caracterización Geomecánica																			
Proyecto		Diseño de un Waste Pass						Ubicación				Por	Yanely Cabrera						
Mina		SOMINUR						Punto	2 - Subnivel 5		Abscisa	0+018.00 - 0+031.00		Fecha					
N°		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)													
Estación		Azimet (°)	Buzamiento (°)			Parámetros		Rango de Valores											
SNS E1		252	50			Valor Estimado													
Tipo de Roca		Dureza	RQD (%)	Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1						
Andesita Basáltica		7	96.02	PSAD 56		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	Buzamiento	Azimet (°)	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
S1		70	168		10		4	6	6	6	6	Valoración	6	4	2	1	0		
		55	174		10		4	6	6	6	6	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
		60	169		10		6	6	6	6	6	Valoración	6	5	4	1	0		
		50	173		8		4	4	6	4	6	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido		
S2		79	294		10		4	6	6	4	6	Valoración	6	5	3	1	0		
												Relleno	Limpio	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	Malá	Muy Malá		
													100-81	80-61	60-41	40-21	<20		
												GSI	78	Valoración RMR	82	Clase de Macizo / Calidad			
																<b>CLASE I / CALIDAD MUY BUENA</b>			
												Proyección Estereográfica				Fotografía de la Estación			
																			


**Ficha de Caracterización Geomecánica**

Proyecto		Diseño de un Waste Pass								Ubicación				Por	Yanelly Cabrera				
Mina	SOMINUR								Punto	3 - Subnivel 5	Abscisa	0+031.00 - 0+048.00		Fecha					
Nº	Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocos (RMR 1989)														
Estación	Azimet (°)	Buzamiento (°)			Parámetros				Rango de Valores										
SN4 E1	252	50			Valor Estimado														
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)	Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1							
Andesita Basáltica	7	99.82	PSAD 56		Valoración	15	12	7	4	2	1	0							
Característica de las discontinuidades					RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%									
Nº De Familias	Tipo De Estructura	Buzamiento	Azimet (°)	Nº De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración	20	17	13	8	3		
												Espaciamento	> 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
S1		80	162		15		6	6	5	6	6	Valoración	6	4	2	1	0		
		77	170		15		6	6	5	6	6	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
		83	171		15		6	5	5	6	6	Valoración	6	5	4	1	0		
S2		57	292		15		6	6	5	6	6	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido		
												Valoración	6	5	3	1	0		
												Relleno	Limpio	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		
												GSI	83	Valoración RMR	85	Clase de Macizo / Calidad			
																CLASE I / CALIDAD MUY BUENA			
												Proyección Estereográfica				Fotografía de la Estación			
																			


Ficha de Caracterización Geomecánica																	
Proyecto		Diseño de un Waste Pass					Ubicación				Por	Yanelly Cabrera					
Mina	SOMINUR					Punto	4 - Subnivel 5	Abscisa	0+048.00 - 0+062.00		Fecha						
N°	Orientación de Estaciones			Valoración del Macizo Rocosco (RMR 1989)													
Estación	Azimet (°)	Buzamiento (°)		Parámetros				Rango de Valores									
SN4 E13	252	50		Valor Estimado													
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1						
Andesita Basáltica	7	95.2	PSAD 56	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	Buzamiento	Azimet (°)	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
S1		84	163		15	6	6	6	5	5		Valoración	20	15	10	8	5
												Condición de Juntas					
		80	175		15	6	6	6	5	5		Persistencia	< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m
		88	160		8	6	6	6	5	5		Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm
		83	167		8	6	6	6	5	5		Valoración	6	5	4	1	0
												Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido
												Valoración	6	5	3	1	0
												Relleno	Limpio	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
												GSI	83	Valoración RMR	85	Clase de Macizo / Calidad	
																CLASE I / CALIDAD MUY BUENA	
Proyección Estereográfica											Fotografía de la Estación						
																	



Ficha de Caracterización Geomecánica																			
Proyecto		Diseño de un Waste Pass						Ubicación				Por	Yanely Cabrera						
Mina		SOMINUR						Punto	5 - Subnivel 5		Abscisa	0+062.00 - 0+074.00		Fecha					
N°		Orientación de Estaciones						Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)											
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)				Parámetros			Rango de Valores								
SN4 E1		252		50				Valor Estimado											
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1			
Andesita Basáltica		7		99.82		PSAD 56		Valoración		15	12	7	4	2	1	0			
Característica de las discontinuidades																			
N° De Familias	Tipo De Estructura	Buzamiento	Azimut (°)	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	RQD							
												90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%	
												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		
S1		88	159		15		6	6	6	6	6	Valoración	6	4	2	1	0		
		75	165		15		4	6	6	6	6	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
		65	155		15		4	4	6	6	6	Valoración	6	5	4	1	0		
S2		81	270		15		4	6	6	4	6	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido		
												Valoración	6	5	3	1	0		
												Relleno	Limpio	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		
												GSI	78	Valoración RMR	81	Clase de Macizo / Calidad			
																<b>CLASE I / CALIDAD MUY BUENA</b>			
												Proyección Estereográfica				Fotografía de la Estación			
																			

Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto		Diseño de un Waste Pass						Ubicación				Por	Yanelly Cabrera					
Mina		SOMINUR						Punto	6 - Subnivel 5	Abscisa	0+074.00 - 0+088.00	Fecha						
N°		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
Estación		Azimut (°)	Buzamiento (°)			Parámetros		Rango de Valores										
SN4 E13		252	50			Valor Estimado												
Tipo de Roca		Dureza	RQD (%)	Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1				
Andesita Basáltica		7	96.02	PSAD 56		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	Buzamiento	Azimut (°)	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						
						Valoración		6	5	4	1	0						
						Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido						
						Valoración		6	5	3	1	0						
						Relleno		Limpio	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						
						GSI		75	Valoración RMR		78	Clase de Macizo / Calidad						
												CLASE II / CALIDAD BUENA						
						Proyección Estereográfica				Fotografía de la Estación								
																		

**Ficha de Caracterización Geomecánica**

<b>Proyecto</b>	Diseño de un Waste Pass										<b>Ubicación</b>					<b>Por</b>	Yanelly Cabrera								
<b>Mina</b>	SOMINUR										<b>Punto</b>	7 - Subnivel 6		<b>Abscisa</b>	0+088.00 - 0+110.00		<b>Fecha</b>								
<b>N°</b>	Orientación de Estaciones										<b>Valoración del Macizo Rocos (RMR 1989)</b>														
<b>Estación</b>	<b>Azimut (°)</b>		<b>Buzamiento (°)</b>						<b>Parámetros</b>			<b>Rango de Valores</b>													
SN4 E1	252		50									<b>Valor Estimado</b>													
<b>Tipo de Roca</b>	<b>Dureza</b>		<b>RQD (%)</b>			<b>Sis. Coord. (Datum)</b>			<b>Resistencia a la compresión (Mpa)</b>			>250 Mpa		250 - 100 Mpa		100 - 50 Mpa		50 - 25 Mpa		25-5	5-1	<1			
Andesita Basáltica	7		96.02			PSAD 56			<b>Valoración</b>			15		12		7		4		2	1	0			
<b>Característica de las discontinuidades</b>											<b>RQD</b>			90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%			
<b>N° De Familias</b>	<b>Tipo De Estructura</b>	<b>Buzamiento</b>	<b>Azimut (°)</b>	<b>N° De estructuras</b>	<b>Esp. (m)</b>	<b>Forma</b>	<b>Persistencia (val)</b>	<b>Abertura (val)</b>	<b>Rugosidad (val)</b>	<b>Relleno (val)</b>	<b>Alteración (val)</b>	<b>Valoración</b>			20		17		13		8		3		
												<b>Espaciamiento</b>			> 2m		> 0.6 - 2m		0.2 - 0.6m		0.06 - 0.2m		< 0.06m		
												<b>Valoración</b>			20		15		10		8		5		
											<b>Condición de Juntas</b>														
<b>Persistencia</b>			< 1m		1-3m		3-10m		10-20m		>20m														
S1	80	167	15	6	6	6	6	6	6	3	<b>Valoración</b>			6		4		2		1		0			
	71	180	15	6	6	6	6	6	6	3	<b>Abertura</b>			Cerrada		<0.1mm.		0.1-1.0mm		1-5mm		>5mm			
	78	171	15	6	6	6	6	6	6	3	<b>Valoración</b>			6		5		4		1		0			
	85	160	15	4	4	6	4	4	5		<b>Rugosidad</b>			Muy Rugosa		Rugosa		Lig. Rugosa		Lisa		Pulido			
											<b>Valoración</b>			6		5		3		1		0			
											<b>Relleno</b>			Limpio		Duro <5mm.		Duro >5mm.		Suave<5mm		Suave>5mm			
											<b>Valoración</b>			6		4		2		2		0			
											<b>Alteración</b>			Sana		Lig. Alterada		Mod. Alterada		Muy Alterada		Descompuesta			
											<b>Valoración</b>			6		5		3		1		0			
											<b>Agua Subterránea</b>			Seco		Húmedo		Saturado		Goteo		Fluyendo			
											<b>Valoración</b>			15		10		7		4		0			
											<b>Corrección por Orientación</b>			Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable			
											<b>Valoración</b>			0		-2		-5		-10		-12			
											<b>Clasificación</b>			Muy buena		Buena		Media		Mala		Muy Mala			
														100-81		80-61		60-41		40-21		<20			
											<b>GSI</b>	76	<b>Valoración RMR</b>	79		<b>Clase de Macizo / Calidad</b>									
																<b>CLASE II / CALIDAD BUENA</b>									
											<b>Proyección Estereográfica</b>					<b>Fotografía de la Estación</b>									
																									

**Anexo 22. Parámetros de clasificación RMR de Bienawski**

<b>Ensayos de carga puntual</b>	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión simple (MPa)	Compresión simple (MPa)	Compresión simple (MPa)		
<b>Compresión simple</b>	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1		
<b>Puntuación</b>	<b>15</b>	<b>12</b>	<b>7</b>	<b>4</b>	<b>2</b>	<b>1</b>	<b>0</b>		
<b>RQD</b>	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%				
<b>Puntuación</b>	<b>20</b>	<b>17</b>	<b>13</b>	<b>6</b>	<b>3</b>				
<b>Separación entre diaclasas</b>	>2m	2-0.6m	0.6-0.2m	0.2-0.06	<0.06				
<b>Puntuación</b>	<b>20</b>	<b>15</b>	<b>10</b>	<b>8</b>	<b>5</b>				
<b>Longitud de la discontinuidad</b>	<1m	1-3m	3-10m.	10-20m	>20m				
<b>Puntuación</b>	<b>6</b>	<b>4</b>	<b>2</b>	<b>1</b>	<b>0</b>				
<b>Abertura</b>	Nada		0.1-1mm	1-5mm	>5mm				
<b>Puntuación</b>	<b>6</b>	<b>5</b>	<b>3</b>	<b>1</b>	<b>0</b>				
<b>Rugosidad</b>	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave				
<b>Puntuación</b>	<b>6</b>	<b>5</b>	<b>3</b>	<b>1</b>	<b>0</b>				
<b>Relleno</b>	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro >5mm	Relleno blando	Relleno blando >5mm				
<b>Puntuación</b>	<b>6</b>	<b>4</b>	<b>2</b>	<b>2</b>	<b>0</b>				
<b>Alteración</b>	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta				
<b>Puntuación</b>	<b>6</b>	<b>5</b>	<b>3</b>	<b>1</b>	<b>0</b>				
<b>Caudal por 10m</b>	Nulo	10 litros/minuto	10-25 litros/minuto	25-125 litros/minuto	>125 litros/minuto				
<b>Relación: Presión de agua/tensión principal mayor</b>	<b>0</b>	<b>0-0.1</b>	<b>0.1-0.2</b>	<b>0.2-0.5</b>	<b>&gt;0.5</b>				
<b>Estado general</b>	Seco	Ligeramente seco	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo				
<b>Puntuación</b>	<b>15</b>	<b>10</b>	<b>7</b>	<b>4</b>	<b>0</b>				
<b>EXCAVACIÓN A FAVOR DEL BUZAMIENTO</b>		<b>EXCAVACIÓN EN CONTRA DEL BUZAMIENTO</b>		<b>DIRECCION PARALELA AL EJE DEL TUNEL</b>		<b>BUZAMIENTO 0°-20°. CUALQUIER DIRECCIÓN</b>			
<b>BUZAMIENTO 45-90</b>	Buzamiento o 20-45	Buzamiento o 45-90	Buzamiento o 20-45	Buzamiento o 45-90	Buzamiento o 20-45				
Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media				Desfavorable
<b>Dirección y buzamiento</b>		<b>Muy favorables</b>	<b>Favorables</b>	<b>Medias</b>	<b>Desfavorables</b>	<b>Muy desfavorables</b>			
<b>Puntuación</b>	Túneles	0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60			
<b>CLASE</b>	<b>CALIDAD</b>	<b>VALORACIÓN RMR</b>		<b>COHESIÓN</b>	<b>ÁNGULO DE ROZAMIENTO</b>				
I	Muy buena	100-81		> 4 kg/cm <sup>2</sup>	>45°				
II	Buena	80-61		3-4 kg/cm <sup>2</sup>	35°-45°				
III	Media	60-41		2-3 kg/cm <sup>2</sup>	25°-35°				
IV	Mala	40-21		1-2 kg/cm <sup>2</sup>	15°-25°				
V	Muy mala	<20		1 kg/cm <sup>2</sup>	<15°				

**Fuente:** (Bieniaswki, 1989 citado por Gonzalez de Vallejo, 2002)

Anexo 23. Cálculos para determinar el costo por metro de avance del waste pass

<b>PERFORACIÓN</b>											
<b>Costos Directos</b>											
<b>A) Mano De Obra</b>											
<b>Cant.</b>	<b>Personal</b>	<b>Salario Nominal Por Persona (\$/mes)</b>	<b>Fr</b>	<b>Salario Real \$/mes</b>	<b>Salario \$/día</b>	<b>Salario \$/ h</b>	<b>Salario/ Perforación</b>	<b>Aliment.</b>	<b>Total</b>	<b>Rendimiento m-perf /h</b>	<b>Costo Unitario (\$/m-perf)</b>
1	Jefe de Mina (20%)	1000	1.73	1730	57.67	9.61	1.92	1.25	3.17	10.00	0.39
1	Ayudante Geología (20%)	850	1.76	1496	49.87	8.31	1.66	1.25	2.91	10.00	0.29
1	Supervisor de Área (40%)	1000	1.76	1760	58.67	9.78	3.91	1.25	5.16	10.00	0.52
1	Perforista (100 %)	800	1.77	1416	47.20	7.87	7.87	1.25	9.12	10.00	0.91
2	Ayudante del Perforista (100%)	700	1.78	1246	41.53	6.92	6.92	2.50	9.42	10.00	0.94
										<b>Total</b>	<b>3.06</b>

**B) Equipos**

Descripción	Precio Unitario (\$)	Vida Útil (Meses)	Costo Diario (\$/Día)	Costo Por Hora (\$/Hora)	Rendimiento m-perf /h	Costo Unitario (\$/ m-perf )
Máquina Perforadora Stopper	5000	6	27.78	9.42	10.00	0.94
Compresor Ingersoll Rand	150000	120	41.67	3.47	10.00	0.35
Epp				0.57	10.00	0.06
Herramienta Menor				0.17	10.00	0.02
					<b>Total</b>	<b>1.36</b>

**C) Materiales**

Descripción	Unidades	Precio Unitario (\$)	Vida Util ( m-perf /U)	Costo Unitario (\$/ m-perf )
Barreno 1.20	U	106	450	0.24
Broca	U	25	144	0.17
			<b>Total</b>	<b>0.41</b>

**COSTO TOTAL (DIRECTOS)****4.83 \$/m-perf****Costos Indirectos**

Descripción	%	\$/mp
Administrativos	10	0.48
Varios E Imprevistos	3	0.14

**COSTO TOTAL (INDIRECTOS)****0.63 \$/m-perf****Costo Unitario Total (Perforación)****5.45 \$/m-perf**

**VOLADURA**

**Costos Directos**

**A) Mano de obra**

<b>Cant</b>	<b>Personal</b>	<b>Salario Nominal Por Persona (\$/Mes)</b>	<b>Fr</b>	<b>Salario \$/ H</b>	<b>Salario Por Voladura</b>	<b>Alimenta ción</b>	<b>Total</b>	<b>Rendimiento Mchargados/H</b>	<b>Costo Unitario (\$/m-carg)</b>
1	Supervisor de Area (20%)	1000.00	1.76	9.78	1.96	1.25	3.21	20.00	0.16
1	Perforista (100 %)	800.00	1.77	7.87	7.87	1.25	9.12	20.00	0.46
1	Ayudante (100%)	700.00	1.78	6.92	6.92	1.25	8.17	20.00	0.41
<b>Total</b>									<b>1.02</b>

**B) Equipos**

<b>Descripción</b>	<b>Precio Unitario (\$)</b>	<b>Vida Util (Meses)</b>	<b>Costo Diario (\$/Día)</b>	<b>Costo Por Hora (\$/Hora)</b>	<b>Rendimiento m-carg/H</b>	<b>Costo Unitario (\$/m-carg)</b>
Nitratera	50	10	0.17	0.01	20.00	0.00
Epp				0.57	20.00	0.03
Herramienta Menor				0.16	20.00	0.01
<b>Total</b>						<b>0.04</b>

**C) Materiales**

<b>Descripción</b>	<b>Unidades</b>	<b>Cantidad /Cuña</b>	<b>Precio Unitario (\$)/U</b>	<b>Cantidad U/m-carg</b>	<b>Costo Unitario (\$/m-carg)</b>
Emulsen	Cartuchos	5.80	1.30	1.00	1.30
Anfo Normal	Kg	10.60	0.44	1.00	0.44
Fulminante	U	30	0.50	1.00	0.50
Mecha Seguridad	M	66	0.67	1.60	1.07
				<b>Total</b>	<b>3.31</b>
<b>COSTO TOTAL (DIRECTOS)</b>					<b>4.37 \$/mc</b>
<b>Costos Indirectos</b>					
<b>Descripción</b>			<b>%</b>		<b>\$/Mc</b>
Administrativos			10		0.44
Varios e Imprevistos			3		0.13
<b>COSTO TOTAL (INDIRECTOS)</b>					<b>0.57 \$/mc</b>
<b>Costo Unitario Total (Voladura)</b>				<b>4.94</b>	<b>\$/mc</b>



**VENTILACIÓN Y DESAGUE**

**Costos Directos**

**A) Mano de obra**

<b>Cant.</b>	<b>Personal</b>	<b>Salario Nominal Persona (\$/Mes)</b>	<b>Fr</b>	<b>Salario \$/ H</b>	<b>Salario Por Instalación</b>	<b>Aliment</b>	<b>Total</b>	<b>Rendimiento m-inst/H</b>	<b>Costo Unitario (\$/m-inst)</b>
1	Jefe De Mina (20%)	2200	1.73	21.14	4.23	1.25	5.48	2.00	2.74
1	Supervisor De Area (30%)	1000	1.76	9.78	2.93	1.25	4.18	2.00	2.09
1	Instalador (100%)	550	1.8	5.50	5.50	1.25	6.75	2.00	3.38
1	Ayudante (100%)	500	1.81	5.03	5.03	1.25	6.28	2.00	3.14
								<b>Total</b>	<b>11.35</b>

**B) Equipos**

<b>Descripción</b>	<b>Precio Unitario (\$)</b>	<b>Vida Util (Meses)</b>	<b>Costo Diario (\$/Día)</b>	<b>Costo (\$/Hora)</b>	<b>Rendimiento m- m-inst /H</b>	<b>Costo Unitario (\$/m-inst)</b>
Compresor Ingersoll Rand	150000	120	41.67	1.74	2	0.87
Ventilador Vaf8000	4000	36	3.70	0.15	2	0.08
Epp				0.21	2	0.11
Herramienta Menor				0.08	2	0.04
					<b>Total</b>	<b>1.09</b>

**C) Materiales**

<b>Descripción</b>	<b>Unidades</b>	<b>Precio Unitario (\$)/U</b>	<b>Cantidad U/ m-inst</b>	<b>Costo Unitario (\$/m-inst)</b>
Manga De Ventilación 24 Pulgadas	m	6	1	6.00
Accesorios Y Acoples	u	2	3	6.00
Soportes	u	1.5	1	1.50
Tuberia Hdpe 6 Pulgadas	m	3	1	3.00
Varios		2	1.72	3.44
			<b>Total</b>	<b>19.94</b>
<b>COSTO TOTAL (DIRECTOS)</b>				<b>32.38 \$/ m-inst</b>
<b>Costos Indirectos</b>				
<b>Descripción</b>	<b>%</b>			<b>\$/mc</b>
Administrativos	10			3.24
Varios e Imprevistos	3			0.97
<b>COSTO TOTAL (INDIRECTOS)</b>				<b>4.21 \$/ m-inst</b>
<b>COSTO UNITARIO TOTAL (Ventilación y Desague)</b>			<b>36.58</b>	<b>\$/ m-inst</b>

**TRANSPORTE**

**Costos Directos**

**A) Mano De Obra**

Cant.	Personal	Salario Nominal Por Persona (\$/mes)	Fr	Salario \$/ h	Salario por Transporte	Aliment.	Total	Rendimiento $m^3/h$	Costo Unitario (\$/m <sup>3</sup> )
1	Supervisor de área (10%)	1000.00	1.76	9.78	0.98	1.25	2.2	4.27	0.52
1	Locomotorista (100%)	800.00	1.77	7.87	7.87	1.25	9.11	4.27	2.13
1	Ayudante (100%)	700.00	1.78	6.92	6.92	1.25	8.17	4.27	1.91
								<b>Total</b>	<b>4.57</b>

**B) Equipos**

Descripción	Precio Unitario (\$)	Vida Util (Meses)	Costo Diario (\$/Día)	Costo Hora (\$/Hora)	Rendimiento $m^3/h$	Costo Unitario (\$/m <sup>3</sup> )	
Locomotora Cty 6tn	25000	120	6.94	0.29	4.27	0.07	
Vagones (5)	4000	24	5.56	1.16	4.27	0.27	
Epp				0.572	4.27	0.13	
Herramienta Menor				0.167	4.27	0.04	
						<b>Total</b>	<b>0.51</b>

**C) Materiales**

Descripción	Unidades	Precio Unitario (\$)	Cantidad U/m <sup>3</sup>	Costo Unitario (\$/m <sup>3</sup> )	
PALAS	U	20	0.005	0.10	
BARRETI	U	10	0.005	0.05	
				<b>Total</b>	<b>0.15</b>

**COSTO TOTAL (DIRECTOS)**


**5.23 \$/m**

<b>Costos Indirectos</b>			
	<b>Descripción</b>	<b>%</b>	<b>\$/m<sup>3</sup></b>
	<b>Administrativos</b>	10	0.52
	<b>Varios E Imprevistos</b>	3	0.16
<b>COSTO TOTAL (INDIRECTOS)</b>			<b>0.68</b>

<b>COSTO UNITARIO TOTAL (Transporte)</b>		<b>5.91</b>	<b>\$/m</b>
--	--	-------------	-------------

<b>N°</b>	<b>Actividad</b>	<b>Costos Unitario</b>		<b>Cantidad utilizada por Malla de Perforación</b>		<b>Costo total por metro de avance</b>
		<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>	<b>USD</b>
1	Perforación	6.34	USD/m-perf	39.60	m-perf	250.90
2	Voladura	5.40	USD/m-carg	34.20	m-carg	220.38
3	Ventilación y Desague	36.58	USD/m-inst	1	m-inst	36.58
5	Transporte	5.91	USD/m <sup>3</sup>	2.25	m <sup>3</sup>	13.30
<b>Costo total por metro de avance</b>						<b>434.94</b>

**Anexo 24.** Descripción de las Actividades Actuales

		<b>DESCRIPCION DE LAS ACTIVIDADES ACTUALES</b>					
<b>Nombre del proyecto:</b>							
<b>Ubicación:</b>							
<b>Elaborado Por:</b>							
<b>Coordenadas</b>		<b>X:</b>		<b>Y:</b>		<b>Z:</b>	
<b>Datum</b>				<b>Descripción de las labores</b>			
<b>Tipo de régimen</b>				<b>Tipo de Labor</b>			
<b>Tipo de Minería</b>				<b>Dimensiones de la Chimenea</b>			
<b>Observaciones</b>				<b>Forma de sección</b>			
<i>Perforación</i>							
<b>Máquina de perforación</b>				<b>Longitud de barrenos</b>			
<b>Diámetro de barreno</b>		<b>Nro. de barrenos</b>		<b>Perforaciones diarias</b>			
<b>Personal Requerido</b>		<b>Tiempo de perforación</b>					
<b>Tiempo de perforación por barreno</b>		<b>Fragmento de roca más grande</b>					
<b>Observaciones</b>							
<i>Voladura</i>							
<b>Tipo de explosivo</b>				<b>Tiempo de cargado</b>			
<b>Tiempo de cargado por barreno</b>				<b>Cantidad de explosivo por barreno</b>			
<b>Sistemas de iniciación:</b>		<b>Mecha Lenta</b>		<b>Cordón detonante</b>		<b>d eléctrico</b>	<b>Otros</b>
<b>Detonador</b>				<b>Cantidad de explosivo por voladura</b>			
<b>Personal requerido</b>							
<i>Ventilación</i>							
<b>Tipo de ventilación</b>		<b>Natural</b>				<b>Mecánica</b>	
<b>Tiempo de ventilación</b>				<b>Extracción</b>		<b>Inyección</b>	
<i>Saneamiento</i>							
<b>Instrumento</b>				<b>Longitud</b>			
<b>Características</b>							
<i>Carga</i>							
<b>Forma del carguío</b>				<b>Nro. de vagonetas</b>			
<b>Capacidad</b>				<b>Cantidad de material extraído</b>			
<b>Personal requerido</b>							
<i>Acarreo</i>							
<b>Forma de desplazamiento</b>				<b>Destino</b>			
<b>Personal</b>				<b>Tiempo</b>			

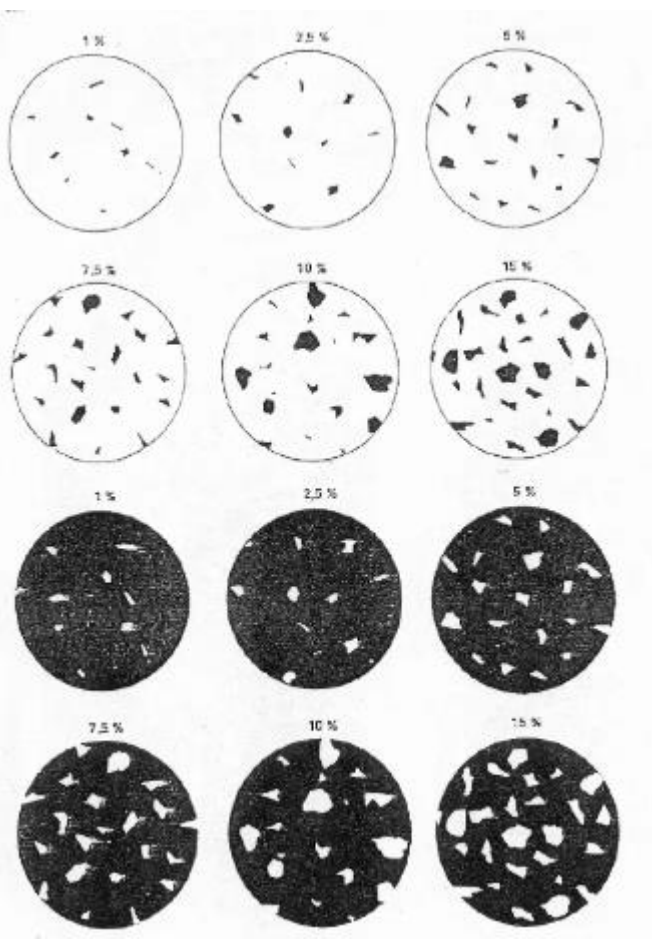
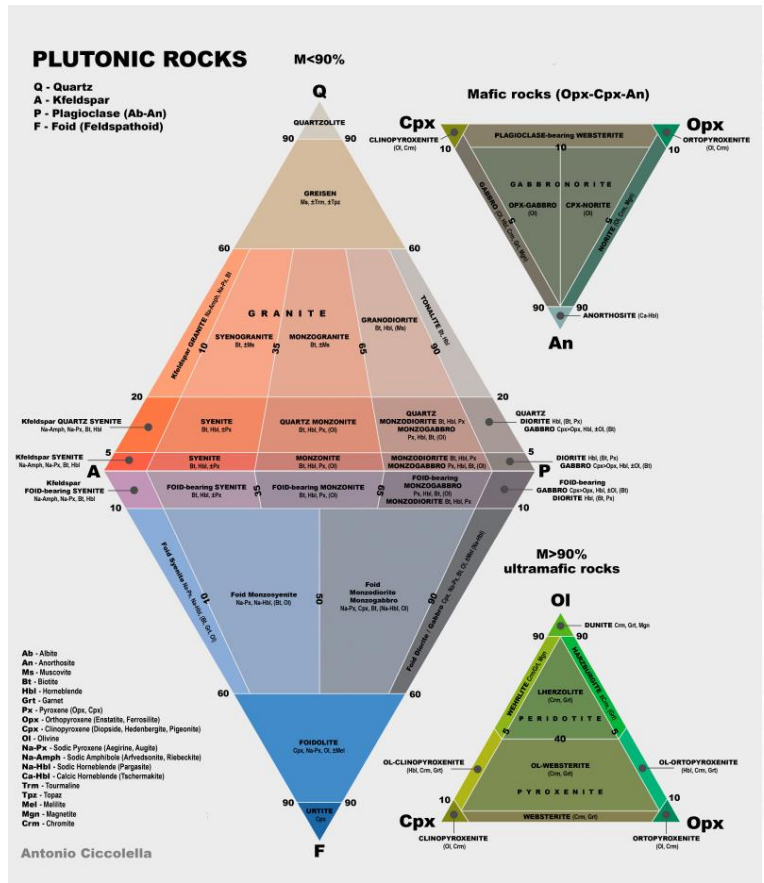
**Anexo 25.** Caracterización Geológica En Superficie

CARACTERIZACION GEOLOGICA EN SUPERFICIE					
AFLORAMIENTO					
<b>Nro. De afloramiento</b>					
<b>Coordenadas:</b>	<b>X:</b>	<b>Y:</b>	<b>Datum:</b>		
<b>Realizado por:</b>					
<b>Ancho:</b>	10 m	<b>Altura:</b>	4 m		
<b>Descripción:</b>					
<b>Medidas Estructurales</b>	<b>R</b>		<b>B</b>		
<b>Hidrogeología</b>	<b>Sin presencia de agua ( )</b>	<b>Seco (sin señales de agua) ( )</b>	<b>Húmedo ( )</b>	<b>Goteo ( )</b>	<b>Flujo ( )</b>
<b>Grado de meteorización</b>	<b>Inalterada ( )</b>	<b>Ligeramente alterada ( )</b>	<b>Moderadamente alterada ( )</b>	<b>Muy alterada ( )</b>	<b>Compl Meteorizada ( )</b>
MATRIZ ROCOSA					
<b>Tipo de roca:</b>					
<b>Color:</b>					

**Anexo 26. Análisis macroscópico**

ANÁLISIS MACROSCÓPICO									
Código de la muestra				Colector					
Coordenadas de ubicación geográfica				DATOS DE UBICACIÓN					
X				DATUM		WGS84		PSAD56	
Y									
Z									
Descripción mineralógica				Provincia					
Color				Cantón					
				Sector					
0-25%		25 – 45 %		45-85%		85-100%	COMPOSICIÓN MINERALÓGICA		
Textura		Forma de granos				Minerales Principales			
<i>Fanerítica</i>		<i>Idiomorfo</i>				Cuarzo			
<i>Afanítica</i>		<i>Hipidiomorfo</i>				Plagioclasa			
<i>Porfídica</i>		<i>Anhedral</i>				Feldespatos			
<i>Vítrea</i>		<i>%Fenocristales</i>				Otros			
<i>Piroclástica</i>									
Tipo de roca				Mineralización					
Nombre de la roca									
FOTOGRAFÍA									

# Anexo 27. Diagrama de STRECKEISEN





Anexo 28. Ficha de Caracterización Geomecánica

Ficha de Caracterización Geomecánica																										
Proyecto		Ubicación											Por													
Mina		Punto				Abcisa				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 (%)		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1											
								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	Buzamiento	Azimut (°)	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									
												Valoración	6	5	4	1	0									
												Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido									
												Valoración	6	5	3	1	0									
												Relleno	Limpio	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																	
GSI				Valoración RMR																						
Proyección Estereográfica										Fotografía de la Estación																

# Anexo 29. GSI

**GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)**  
 From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI=35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavorable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behavior. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.

STRUCTURE		SURFACE CONDITIONS				
		DECREASING SURFACE QUALITY →				
	<b>INTACT OR MASSIVE</b> —intact rock specimens or massive <i>in situ</i> rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
	<b>BLOCKY</b> —well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
	<b>VERY BLOCKY</b> —interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
	<b>BLOCKY/DISTURBED/SEAMY</b> —folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
	<b>DISINTEGRATED</b> —poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
	<b>LAMINATED/SHEARED</b> —lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes					10
		N/A	N/A			

Loja, 27 de febrero de 2025

### 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 un waste pass en el subnivel 4 orientado a la optimización del sistema de carga – acarreo de material estéril en la Mina SOMINUR, sector La Cascada, Cantón Camilo Ponce Enríquez, Azuay.**”, de autoría de **Yanely del Cisne Cabrera Castillo** con cedula de identidad número 1105638066, estudiante de la Carrera de Ingeniería en Minas de la Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables. Dicho estudio se encontró bajo la dirección del Ing. Hernán Luis Castillo García PhD, previo a la obtención del título de Ingeniera en Minas.

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**