



Universidad
Nacional
de Loja

Universidad Nacional de Loja

Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables

Carrera de Ingeniería en Minas

Diseño de la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes, área minera Piedras Verdes 35 código 30000498, cantón Atahualpa, provincia de El Oro

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

AUTORA:

Domenica Salome Mendieta Cueva

DIRECTOR:

Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez Mg. Sc.

Loja - Ecuador

2023

Certificación

Loja, 12 de abril del 2023

Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez Mg.Sc.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

CERTIFICO:

Que he revisado y orientado todo el proceso de elaboración del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño de la Galería Principal de Transporte de la Mina Piedras Verdes, Área Minera Piedras Verdes 35 Código 30000498, cantón Atahualpa, provincia de El Oro**, previo a la obtención del título de **Ingeniera en Minas**, de la autoría de la estudiante **Domenica Salome Mendieta Cueva, con cédula de identidad N°.1104739345**, una vez que el trabajo cumple con todos los requisitos exigidos por la Universidad Nacional de Loja, para el efecto, autorizo la presentación del mismo para su respectiva sustentación y defensa.



Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez. Mg. Sc.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

Autoría

Yo, **Domenica Salome Mendieta Cueva**, declaro ser autora del presente Trabajo de Integración Curricular y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y a sus representantes jurídicos, de posibles reclamos y acciones legales, por el contenido del mismo. Adicionalmente acepto y autorizo a la Universidad Nacional de Loja la publicación de mi Trabajo de Integración Curricular o de Titulación, en el Repositorio Digital Institucional – Biblioteca Virtual.



Firma:

Cédula de identidad: 1104739345

Fecha: 12/04/2023

Correo electrónico: domenica.mendieta@unl.edu.ec

Teléfono: 0997356461

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, **Doménica Salome Mendieta Cueva**, declaro ser autora del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño de la Galería Principal de Transporte de la Mina Piedras Verdes, Área Minera Piedras Verdes 35 Código 30000498, cantón Atahualpa, provincia de El Oro**, 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, en la ciudad de Loja, a los doce días del mes de abril de dos mil veintitrés.



Firma:

Autora: Doménica Salome Mendieta Cueva

Cédula: 1104739345

Dirección: Loja

Correo electrónico: Domenica.mendieta@unl.edu.ec

Teléfono: 0997356461

DATOS COMPLEMENTARIOS:

Director de Trabajo de Integración Curricular: Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez, Mg. Sc.

Dedicatoria

Dedico este trabajo a la memoria de mi abuelita Olimpia Concepción Salazar Pérez, quién fue mi madre, guía, inspiración y mi apoyo tanto emocional como económico para poder llegar hasta esta instancia. De igual manera a mi tío Dr. Lennyn Cueva, quien me brindó un hogar y sus consejos queriéndome como una hija y siendo mi familia en los momentos más vulnerables.

DOMENICA SALOME MENDIETA CUEVA

Agradecimiento

Agradezco a mis abuelitos Ángel Cueva (†) y Olimpia Salazar (†); a mis tíos: Dr Lennyn Cueva y Dra. Natacha González que siempre me brindaron su apoyo incondicional para poder cumplir todos mis objetivos personales y académicos, personas que con su cariño me han impulsado siempre a perseguir mis metas, ser perseverante y resiliente.

Mi agradecimiento a la Universidad Nacional de Loja, a cada directivo por su trabajo y por su gestión, quienes me permitieron ser parte de la primera promoción de Ingeniería en Minas.

A mi tutor Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez, por su dedicación y paciencia, que con sus correcciones precisas hicieron posible llegar a esta instancia.

A todos mis docentes que han sido parte de mi camino universitario, les quiero agradecer por transmitirme los conocimientos necesarios para realizar este trabajo.

A la compañía “Minera El Inca S.A.” por brindarme un espacio para poder realizar mi proyecto de titulación y de manera especial al Sr. José Armijos por sus consejos y enseñanzas que llevaré en mi vida profesional.

A mis queridas compañeras y amigos Nadia Calderón, Yuleysi Patiño y Bladimir Poma por compartir conmigo momentos agradables durante mi formación académica.

DOMENICA SALOME MENDIETA CUEVA

Índice de contenidos

Portada	i
Certificación	ii
Autoría	iii
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de contenidos	vii
Índice de tablas:.....	ix
Índice de figuras:	xi
Índice de anexos:.....	xiii
1. Título	1
2. Resumen	2
2.1. Abstract	3
3. Introducción	4
4. Marco Teórico	6
4.1. Topografía	6
4.1.1. Topografía en subterráneo.....	6
4.2. Geología	6
4.2.1. Yacimientos Minerales.....	6
4.2.2. Clasificación de rocas.....	7
4.3. Geología estructural	8
4.3.1. Discontinuidades de la Masa Rocosa.....	8
4.3.2. Deformación.....	9
4.3.3. Esfuerzo o stress.....	9
4.4. Propiedades físico mecánicas de las rocas	9
4.4.1. Propiedades físicas	9
4.4.2. Propiedades mecánicas.....	10
4.5. Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	10
4.5.1. Roca intacta	10
4.5.2. Macizo rocoso	10
4.5.3. Grado de meteorización	11
4.5.4. Descripción de las discontinuidades	11
4.5.5. Índice de calidad RQD	11
4.5.6. Clasificación de Bienaswki (RMR).....	12
4.5.7. Índice Q.....	12
4.6. Minería	12
4.6.1. Subterráneo.....	12
4.7. Labores Mineras Subterráneas.	13
4.7.1. Labores auxiliares	13
4.8. Ciclo de Trabajo Minero	13
4.8.1. Perforación	13
4.8.2. Voladura	14
4.8.3. Ventilación	15
4.8.4. Saneamiento	15
4.8.5. Fortificación	16
4.8.6. Carga	16
4.8.7. Transporte.....	17
4.8.8. Drenaje	17
4.8.9. Alumbrado.....	17
4.9. Planificación operativa de obras mineras.....	17

5.	Metodología	18
5.1.	Materiales	18
5.2.	Área de estudio.....	18
5.2.1.	Ubicación	18
5.2.2.	Acceso	19
5.2.3.	Geología Regional.....	20
5.3.	Metodología	22
5.3.1.	Metodología para el primer objetivo: Caracterizar el área, la geología y la geomecánica.....	22
5.3.2.	Metodología para el segundo objetivo: diseñar la galería y determinar el ciclo de trabajo.....	29
5.3.3.	Metodología para el tercer objetivo: adaptar el diseño de la galería exploratoria a una galería de transporte	30
5.3.4.	Metodología para el cuarto objetivo: planificar las obras y evaluar los costos del franqueo de la galería.....	30
6.	Resultados.....	33
6.1.	Resultados del primer objetivo: Caracterización del área de estudio.....	33
6.1.1.	Descripción de actividades actuales	33
6.1.2.	Costos del proyecto por turno	38
6.1.3.	Caracterización geológica	39
6.1.4.	Propiedades físico mecánicas de las rocas	46
6.1.5.	Caracterización geomecánica.....	51
6.2.	Resultados del segundo objetivo: Diseño de la galería principal de transporte	57
6.2.1.	Diseño de la sección.....	57
6.2.2.	Diseño de cruces.....	60
6.2.3.	Diseño de refugios.....	61
6.2.4.	Ciclo de trabajo	62
6.3.	Resultados tercer objetivo: Adaptar el diseño de la galería exploratoria a una galería de transporte.....	84
6.3.4.	Primer tramo.....	85
6.3.5.	Segundo tramo.....	87
6.3.6.	Tercer tramo	90
6.4.	Planificación de obras y evaluación de costos	92
6.4.4.	Planificación de obras para ampliación y franqueo de galería.....	92
6.4.5.	Evaluación de costos	96
7.	Discusión	100
8.	Conclusiones	103
9.	Recomendaciones	105
10.	Bibliografía	106
11.	Anexos.....	111

Índice de tablas:

Tabla 1. Materiales, equipos y software	18
Tabla 2. Índice de calidad de roca: RQD	28
Tabla 3. Índice de calidad de roca: Q de Bartón	28
Tabla 4: Información del proyecto minero	33
Tabla 5. Actividades y tiempos del ciclo de trabajo	33
Tabla 6. Caudal de agua.....	35
Tabla 7. Dimensiones de la pala neumática.....	36
Tabla 8. Costos actuales del proyecto por turno de trabajo	38
Tabla 9. Ubicación y tipo de roca de las muestras.....	46
Tabla 10. Resultados del peso específico aparente	47
Tabla 11. Resultados de peso específico real.....	48
Tabla 12. Resultados de porosidad y porosidad eficaz	49
Tabla 13. Resultados del ensayo de resistencia a la compresión simple	50
Tabla 14. Resultados RQD.....	51
Tabla 15. Resultados RMR	53
Tabla 16. Resultados Q de Bartón	54
Tabla 17. Especificaciones YT 27	62
Tabla 18. Diámetro de tuberías según volumen de aire.....	63
Tabla 19. Especificaciones del compresor de aire	64
Tabla 20. Elección del tipo de Explosivo	65
Tabla 21. Resultados segunda ayuda	69
Tabla 22. Resultados tercera ayuda.....	69
Tabla 23. Resultados hastiales	71
Tabla 24. Dimensiones de los vagones	76
Tabla 25. Especificaciones Técnicas de la Locomotora a baterías	76
Tabla 26. Tiempo de las actividades	92
Tabla 27. Número de obreros.....	93
Tabla 28. Horarios de trabajo para el franqueo.....	93
Tabla 29. Cronograma para la construcción de la galería principal de transporte.....	95
Tabla 30. Insumos	96
Tabla 31. Depreciación de la Maquinaria	97
Tabla 32. Talento Humano.....	97
Tabla 33. Suministros y servicios	98
Tabla 34. Costos por metro lineal	98

Tabla 35. Espacio a dejar entre los medios de transporte y fortificación, mm	121
Tabla 36. Relación entre el espaciamiento y la piedra.....	123
Tabla 37. Flujo mínimo de aire por altura de la mina.....	123
Tabla 38. Peso de riel apropiado para diferentes pesos de locomotora	124
Tabla 39. Espaciamientos entre durmientes.....	124
Tabla 40. Coeficiente de Manning	125
Tabla 41. Coeficiente de reflexión.....	126
Tabla 42. Factor de mantenimiento.....	126

Índice de figuras:

Figura 1. Mapa de Ubicación.....	19
Figura 2. Acceso al área de estudio desde la provincia de Loja	20
Figura 3. Geología Regional.....	20
Figura 4. Caracterización Geológica en superficie	23
Figura 5. Levantamiento Geológico en subterráneo	24
Figura 6. Procedimiento para obtener peso específico aparente.....	25
Figura 7. Procedimiento para obtener peso específico real	26
Figura 8. Pasaporte de Perforación y Voladura	34
Figura 9. Recargas en taladros	35
Figura 10. Recargas en el cuele	35
Figura 11. Pala Cargadora	36
Figura 12. Vagones Mineros.....	37
Figura 13. Disposición de Servicios Mineros.....	38
Figura 14. Geología local en superficie	40
Figura 15. Coluvios de roca andesita P1.....	41
Figura 16. Coluvios de roca granítica Punto 4.....	41
Figura 17. Basamento ígneo	42
Figura 18. Afloramiento 4: aluvial	43
Figura 19. Levantamiento geológico	43
Figura 20. Dioritas	44
Figura 21. Brechas hidrotermales	44
Figura 22. Contacto entre andesitas	45
Figura 23. Andesitas basálticas.....	45
Figura 24. Granodioritas	46
Figura 25. Distribución de los datos de peso específico real.....	47
Figura 26. Distribución de los datos de peso específico aparente	48
Figura 27. Distribución de los datos de la porosidad.....	49
Figura 28. Distribución de los datos de la resistencia a la compresión simple.....	50
Figura 29. Ensayo de compresión simple	51
Figura 30. Análisis cinemático del tramo 14	55
Figura 31. Análisis cinemático del tramo 17	56
Figura 32. Análisis cinemático del tramo 19-20.....	56
Figura 33. Ubicación de los pernos de anclaje	57
Figura 34. Diseño de la sección	59

Figura 35. Áreas de cálculo	60
Figura 36. Diseño de refugios.....	61
Figura 37. Distribución de barrenos en la sección.....	72
Figura 38. Especificaciones Técnicas de Ventiladores Axiales	73
Figura 39. Modelo de Ventilador Axiales	74
Figura 40. Distancia a la que debe realizar el desatado de rocas.....	75
Figura 41. Vagón Minero.....	76
Figura 42. Especificaciones de rieles.....	78
Figura 43. Fractura.....	78
Figura 44. Diseño de la cuenta.....	80
Figura 45. Piscina de sedimentación.....	80
Figura 46. Radio de cobertura.....	82
Figura 47. Diseño de la galería principal de transporte	84
Figura 48. Secciones a ampliar tramo 1.....	85
Figura 49. Distribución de taladros Tramo 1	85
Figura 50. Ángulo de desviación del barreno	86
Figura 51. Zona excavada.....	86
Figura 52. Ampliación Tramo 2	87
Figura 53. Distribución de taladros Tramo 2.....	88
Figura 54. Ángulo de desviación del barreno para hastiales	88
Figura 55. Área 2 y 3	89
Figura 56. Ampliación Tramo 3	90
Figura 57. Distribución de barrenos tramo 3	90
Figura 58. Factor de utilización	126

Índice de anexos:

Anexo 1. Mapa de ubicación	111
Anexo 2. Mapa de la geología regional del sector Piedras Verdes	111
Anexo 3. Plano del levantamiento topográfico del campamento minero	111
Anexo 4. Plano de estructuras mineralizadas y sondajes	111
Anexo 5. Pasaporte de perforación y voladura actual	111
Anexo 6. Mapa geológico local en superficie	111
Anexo 7. Mapa geológico-estructural interior mina.....	111
Anexo 8. Clasificación del macizo rocoso	111
Anexo 9. Esquema para reservorios de aire comprimido	111
Anexo 10. Propuesta al pasaporte de perforación y voladura	111
Anexo 11. Esquema de ventilación	111
Anexo 12. Diseño de la galería principal de transporte.....	111
Anexo 13. Diseño de ampliación de la galería principal de transporte	111
Anexo 14. Ficha de recolección para la descripción de actividades actuales.....	112
Anexo 15. Fichas para la caracterización geológica en superficie y en subterráneo.....	114
Anexo 16. Clasificación del macizo rocoso	116
Anexo 17. Fichas para la recolección de datos de las propiedades físico mecánicas de las rocas	118
Anexo 18. Parámetros de clasificación RMR de Bienawski	120
Anexo 19. Formulario para cálculos de la sección y ciclo de trabajo	121
Anexo 20. Implementación del pasaporte de perforación	127
Anexo 21. Certificación de traducción del resumen.....	128

1. Título

Diseño de la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes, área minera Piedras Verdes 35 código 30000498, cantón Atahualpa, provincia de El Oro

2. Resumen

Actualmente el proyecto minero Piedras Verdes 35, se encuentra en etapas iniciales, es por ello que se ha realizado una galería exploratoria, a fin de determinar cuerpos mineralizados que puedan ser aprovechados económicamente. Al no contemplar la producción futura se ve en la necesidad de adecuar y a su vez determinar una sección que permita la mecanización. Por este motivo el presente trabajo “Diseño de la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes, área minera Piedras Verdes 35 código 30000498”, otorgó una propuesta que permite cumplir con los propósitos mencionados.

Las actividades comenzaron con la caracterización del área de estudio, la cual conllevó el levantamiento topográfico obteniendo una longitud de 1056 metros de galería exploratoria, en donde están proyectadas algunas estructuras vetiformes; además, se planteó el franqueo de 300 metros hacia el norte con el fin de interceptar las mineralizaciones. De esta manera, se definió la geología determinando que en la capa superficial se encuentra material cuaternario con una potencia relativa de 14 metros; en interior mina se encuentran zonas de brechas hidrotermales, andesitas y granodioritas. Por otra parte, al realizarse la valoración del macizo rocoso por medio del RMR de Bienawski se delimitó a tres tramos de mala calidad, a su vez, se correlacionó con el índice Q en el que se obtuvo seis tramos de mala a mediocre calidad.

Para el diseño, se establece una sección de 2.30 metros de ancho por 2.50 metros de alto, en el dimensionamiento se considera espacios de: seguridad, personal, maquinaria, desagüe y servicios; es así que para la etapa de perforación y voladura se diseña un pasaporte con un total de 47 barrenos para toda la sección, en el que se extraerá 21 Ton por voladura. En la ventilación, se plantea un sistema mixto (inyección y extracción de aire). Por otra parte, en el transporte se propone implementar vagones con capacidad de 2.60 Ton de vaciado lateral; para la fortificación se determinó un sistema de mallaje con pernos de 25mm, finalmente para la iluminación se optó por un sistema con cintas LED.

Por último, se obtuvo tres tramos en la ampliación del túnel extrayendo un total de 4068 Ton. Una vez definidas todas las actividades del proyecto, se elaboró un cronograma de trabajo para la adecuación (desmantelamiento, excavación, fortificación e instalación de servicios auxiliares), con una duración de 76 días, y para la continuación de la galería en 90 días, dando un total 7 meses y 19 días, consecuentemente la inversión que debe cubrir la empresa para cumplir este fin es de \$415 686.50.

Palabras claves: Minería, labores subterráneas, túnel, cronograma e inversión.

2.1. Abstract

Currently, Piedras Verdes 35 mining project is in its initial stages, which is why an exploratory gallery has been carried out in order to determine mineralized bodies that can be economically exploited. Since future production is not contemplated, it is necessary to adapt and determine a section that allows mechanization. For this reason, the present work "Design of the main transport gallery of the Piedras Verdes mine, Piedras Verdes 35 mining area, code 30000498", provided a proposal that allows fulfilling the mentioned purposes.

The activities began with the characterization of the study area, which involved the topographic survey obtaining a length of 1056 meters of the exploratory gallery, where some vetiform structures are projected; in addition, it was proposed the franking of 300 meters to the north to intercept the mineralizations. In this way, the geology was defined, determining that in the surface layer, there is Quaternary material with a relative power of 14 meters; inside the mine, there are areas of hydrothermal breccias, andesites, and granodiorites. On the other hand, when the rock massif was evaluated through Bienawski's RMR, three poor-quality sections were delimited and correlated with the Q index, where six sections of poor to mediocre quality were obtained.

For the design, a section of 2.30 meters wide by 2.50 meters high is established, in the dimensioning, spaces for safety, personnel, machinery, drainage, and services are considered; thus, for the drilling and blasting stage, a passport is designed with a total of 47 holes for the entire section, in which 21 tons will be extracted per blasting. For ventilation, a mixed system (air injection and extraction) is proposed. On the other hand, for transportation, it is proposed to implement wagons with a capacity of 2.60 tons of lateral emptying; for the fortification, a mesh system with 25mm bolts was determined, and finally, for lighting, a system with LED strips was chosen.

Finally, three sections were obtained in the tunnel extension, extracting a total of 4068 tons. Once all the project activities were defined, a work schedule was prepared for the adequacy (dismantling, excavation, fortification, and installation of auxiliary services), with a duration of 76 days, and for the continuation of the gallery in 90 days, giving a total of 7 months and 19 days, consequently the investment to be covered by the company to meet this end is \$415,686.50.

Keywords: Mining, underground works, tunnel, schedule and investment.

3. Introducción

La minería en el Ecuador se remonta a la época preincaica, donde se evidencian trabajos de explotación de oro y plata, tras la conquista española se encontraron asentamientos en Nambija, en 1539 el español Alonso de Mercadillo fundó el poblado de Zaruma en la provincia de El Oro, y posterior en 1896 la empresa SADCO (Southern American Development Company) arribó en pleno auge de la revolución industrial y con ello transformó la minería en el país (Murillo como se citó en Diario El Comercio, 2010).

En la provincia de El Oro, se encuentra la mayor cantidad de pequeños mineros y mineros artesanales, lo que ha provocado cuantiosas pérdidas económicas, sociales y ambientales, debido a que no se desarrolla una minería técnica; tal es el caso del distrito Zaruma-Portovelo, donde la mayoría de labores mineras de pequeña minería no cuentan con un proyecto de explotación, por ende no existe planificación en las actividades, produciéndose deslizamientos y hundimientos que son consecuencia de un mal diseño de los sistemas de explotación, voladuras no controladas y la deficiencia en el sistema de fortificación; estos factores provocan el colapso de galerías y cámaras (Aldo y Ruiz, 2015).

La mina Piedras Verdes 35 código 30000498, perteneciente a la compañía Minera El Inca, ubicada en la provincia de El Oro, cantón Atahualpa, parroquia Cordoncillo, es un proyecto relativamente nuevo de minería subterránea, donde se espera obtener como mineral principal cobre. En la actualidad, esta mina se encuentra franqueado una galería de exploración de aproximadamente 1056 metros, que posteriormente se convertirá en galería principal de transporte. Para el franqueo de la misma no se ha considerado un diseño adecuado que permita el transporte, la mecanización, el paso del personal y de los servicios (agua, aire y electricidad).

En este contexto, el siguiente título: Diseño de la Galería Principal de Transporte de la Mina Piedras Verdes, Área Minera Piedras Verdes 35 Código 30000498, Cantón Atahualpa, Provincia de El Oro, pretende dar solución a la necesidad de un proyecto para la construcción y adecuación de la galería de acceso a la mina, considerando criterios técnicos necesarios que permitan contar con seguridad y funcionalidad necesaria para el desarrollo de futuras operaciones mineras en el área.

Objetivos:

Objetivo General

- Diseñar la galería principal de transporte para la extracción de material estéril en la mina Piedras Verdes 35 código 30000498, cantón Atahualpa, provincia de El Oro.

Objetivos Específicos

- Caracterizar las actividades actuales, geología y propiedades geomecánicas del macizo rocoso de la mina Piedras Verdes 35 código 30000498.
- Diseñar la galería de transporte en la mina Piedras Verdes 35 código 30000498.
- Adaptar el diseño de la galería exploratoria a una galería de transporte en la mina Piedras Verdes 35 código 30000498.
- Planificar las obras mineras y determinar los costos del diseño y de la adecuación de la galería de transporte de la mina Piedras Verdes 35 código 30000498.

4. Marco Teórico

4.1. Topografía

Según García (1994), es la ciencia que trata de los principios y métodos empleados para determinar las posiciones relativas de los puntos de la superficie terrestre, por medio de medidas usando los tres elementos del espacio: dos distancias y una elevación, o una distancia, una dirección y una elevación.

4.1.1. Topografía en subterráneo

Todo levantamiento subterráneo debe apoyarse en una red exterior cuya función es dar coordenadas a todos los puntos de comunicación con el interior, así como hacer el levantamiento de los detalles exteriores que se precisen (Estruch y Tapia, 2003).

4.2. Geología

Según Tarbuck y Lutgens (2017, p. 28), la geología persigue la comprensión del planeta tierra, de ello se deriva la geología física que estudia los materiales que componen al planeta y busca comprender los procesos que actúan debajo y encima de la superficie.

4.2.1. Yacimientos Minerales

Según Bateman (1982, p. 30), los yacimientos minerales tanto metalíferos como no metálicos, son acumulaciones o concentraciones de una o más sustancias útiles que en su mayoría están distribuidos escasamente en la corteza exterior de la tierra. De acuerdo a su genética Smirnov (1976), clasifican los yacimientos en:

- **Endógenos:** Se producen en las entrañas de la Tierra y son vinculados con la actividad magmática o las transformaciones metasomáticas de las rocas, transcurren a la temperatura y presiones altas (Vasallo, 2008, p. 6).

Yacimientos hidrotermales: Son creadas por soluciones gaseoso-líquidas mineralizadas calientes que circulan bajo la superficie de la tierra, las acumulaciones minerales de origen hidrotermal, se forman a consecuencia de la depositación de masas minerales en las oquedades de las rocas, de esta forma, los yacimientos hidrotermales dependen de la morfología de las cavidades acumuladoras de mineral y de los contornos de las rocas que son sustituidas.

Los geólogos atribuyen a los procesos hidrotermales una gran variedad de depósitos minerales metálicos de los que se obtiene la mayor parte del oro, plata, cobre, plomo, zinc, mercurio, antimonio y molibdeno. Las formas más típicas son: stocks, las bolsas, stockwork,

los lentes, los depósitos estratificados y los cuerpos combinados complejos (Smirnov, 1976, p. 232). Según Bateman (1982, p. 111), las soluciones hidrotermales pueden perder su contenido mineral por su deposición en las distintas clases de aberturas de las rocas, generando algún tipo de sustitución de esta manera puede haber una gradación entre dos tipos depósitos:

Hipotermales: Predomina la sustitución en condiciones de altas temperaturas y presiones máximas.

Epitermales: Aquellos depósitos en los que la mineralización ocurrió a escasa profundidad (alrededor de 1 2km de profundidad) a temperaturas de 50° a 200°C y presión moderada, esta mineralización es principalmente de Au y Ag con sulfuros de metales base como Cu, Pb y Zn.

4.2.2. Clasificación de rocas

Según el proceso de formación se dividen en tres grupos: ígneas, sedimentarias y metamórficas.

- **Rocas ígneas:** Se forman cuando se solidifica o cristaliza la roca fundida (magma) en la superficie terrestre (Tarbuck y Lutgens, 2017, p. 108) , se clasifican en:

Plutónicas: Cristalizadas lentamente a grandes profundidades.

Hipoabisales: Cristalizadas a profundidades intermedias sin que existas escape excesivo de gases

Extrusivas: Son producto de las erupciones volcánicas explosivas y contienen fragmentos de roca de diferentes orígenes.

- **Rocas sedimentarias:** Esta gobernada por el mecanismo de depósito de los sedimentos que determina finalmente la textura y estructura final, se clasifican en:

Detríticas: Formadas por fragmentos de distintos tipos, depositados después de una fase de transporte bajo un determinado ambiente de depositación.

Químicas: Formadas principalmente por sales y coloides, precipitados a partir de las soluciones acuosas por efecto de la evaporación o cambio en el ambiente químico.

Bioquímicas: Son aquellas rocas combustibles, como los depósitos carbonáceos y depósitos kerógenos (Gavilanes y Andrade, 2004, p. 24).

- **Rocas metamórficas:** Son producto del proceso por el cual se producen modificaciones en la composición mineralógica y en la estructura, como consecuencia de los cambios de presión y temperatura, se distinguen tres tipos básicos de metamorfismo:

Metamorfismo de contacto: Ocurre en la vecindad de una roca ígnea intrusiva y resulta de efectos térmicos y de vez en cuando meta somáticos del magma caliente.

Dinametamorfismo: Cuando las rocas de la superficiales de la litosfera son sometidas a los efectos de una fuerte presión dirigida en determinado sentido, se producen alteraciones en su estructura.

Metamorfismo regional: En los cinturones orogénicos activos, las aureolas de contacto de numerosos cuerpos intrusivos (Gavilanes y Andrade, 2004, p. 25).

4.3. Geología estructural

Según Belousov (1979, p. 8), estudia las particularidades de la estructura y desarrollo de la corteza terrestre relacionadas con los procesos mecánicos, movimiento y deformaciones que en ella tiene lugar.

4.3.1. *Discontinuidades de la Masa Rocosa*

Según la Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía (2004), los principales tipos de discontinuidades presentes en la masa rocosa son:

Planos de estratificación: Dividen en capas o estratos a las rocas sedimentarias.

Fallas: Son fracturas que han tenido desplazamientos, son estructuras menos que se presentan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden a travesar toda la mina.

Diaclasas: También denominadas juntas, son fracturas que no hay tenido desplazamiento y las que más comúnmente se presentan en la masa rocosa.

Planos de foliación: Se forman entre las capas de las rocas metamórficas dando la apariencia de hojas o láminas.

Contactos litológicos: Es la superficie que separa los cuerpos de rocas de diferentes litologías, o tipos de rocas

Venillas: Son rellenos de las fracturas con otros materiales.

4.3.2. *Deformación*

Es un término general que se refiere a todos los cambios de tamaño, forma, orientación o posición de una masa rocosa (Tarbuck y Lutgens, 2017, p. 284), lo que provoca esta deformación es el stress o mejor conocido como esfuerzo.

4.3.3. *Esfuerzo o stress*

Para Tarbuck y Lutgens (2017, p. 284), el esfuerzo es la cantidad de fuerza aplicada sobre un área determinada, Según Niemeyer (2009, p. 6), este concepto corresponde al de una presión, como la fuerza es una cantidad vectorial, el esfuerzo también lo es, lo cual quiere decir que debe especificarse su magnitud, dirección y sentido.

- **Tipos de esfuerzo.** Según Tarbuck y Lutgens (2017, p. 285), se distinguen:

Esfuerzo compresivo: Son fuerzas dirigidas unas contra otras a lo largo de una misma línea.

Esfuerzo tensional: Resultado de las fuerzas que actúan a lo largo de la misma línea, pero en dirección opuesta.

Esfuerzo de cizalla: Esfuerzo en el cual las fuerzas actúan en paralelo, pero en direcciones opuestas.

4.4. **Propiedades físico mecánicas de las rocas**

Según González de Vallejo (2002, pp. 151,155), la adecuación de un material desde el punto de vista constructivo, debe basarse en determinadas propiedades que deben, a su vez, ser fácilmente medibles en el laboratorio, es por ello que se presentan las siguientes propiedades físico-químicas de las rocas.

4.4.1. *Propiedades físicas*

Porosidad: Es la relación entre el volumen ocupado por los huecos o poros en la roca, V y el volumen total.

Porosidad eficaz. Es la relación entre el volumen de poros interconectados y el volumen de la muestra.

Peso específico. Se define como el peso por unidad de volumen.

Durabilidad. Es la resistencia que la roca presenta ante los procesos de alteración y desintegración.

Adsorción: Es la adhesión de moléculas o de gases en solución a las superficies de los cuerpos sólidos con los que están en contacto.

Absorción: Es la incorporación o asimilación de líquidos en el interior del sistema poroso del material.

4.4.2. *Propiedades mecánicas*

Resistencia a la compresión simple. Es el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, determinada sobre una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio.

$$\sigma_c = \frac{F_c}{A} = \frac{\text{Fuerza compresiva aplicada}}{\text{Área de aplicación}}$$

Resistencia a la tracción. Es el máximo esfuerzo que soporta el material ante la rotura por tracción. Se obtiene aplicando fuerzas traccionales o distensivas a una probeta cilíndrica de roca en el laboratorio.

Velocidad de propagación de las ondas elástica. Depende de la densidad y de las propiedades elásticas del material, se utiliza como índice de clasificación y su valor es indicativo de la calidad de la roca, correlacionándose con la resistencia a la compresión simple.

4.5. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Las clasificaciones geomecánicas surgen para establecer, de forma sencilla y simplificada, diferentes grados de calidad del macizo rocoso en función de las propiedades de la matriz rocosa y de las discontinuidades (Eadic, 2020).

4.5.1. *Roca intacta*

Es un elemento ya sea trozo, bloque, probeta de roca que no presenta discontinuidades observables, suele ser utilizado para ensayos en laboratorio (Ramírez y Alejano, 2004, p. 1).

4.5.2. *Macizo rocoso*

Es la forma en la que se presentan las rocas en el medio natural, así pues, estará definido por la roca y la estructura que a su vez contendrá planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otras características estructurales, Son discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas (Ramírez y Alejano, 2004, p. 1).

4.5.3. Grado de meteorización

La meteorización es un proceso de desintegración mecánica o descomposición química que tiene lugar en los minerales y rocas (Gavilanes y Andrade, 2004).

4.5.4. Descripción de las discontinuidades

Según González de Vallejo (2002, p. 277), las discontinuidades de un macizo rocoso pueden ser descritas mediante la observación de un afloramiento o en las paredes del túnel a continuación se mencionan las propiedades:

Orientación. Es definir las discontinuidades por la dirección del buzamiento y buzamiento, es conveniente medir un número de orientaciones para definir las familias de diaclasas y de acuerdo a estas se determinará el grado de estabilidad tanto de túneles como taludes.

Espaciado. Es la distancia perpendicular entre discontinuidades de un mismo set o familia, el espaciado de discontinuidades adyacente controla el tamaño de bloques individuales de roca intacta, la permeabilidad del macizo rocoso.

Continuidad o persistencia. Según Gonzalez de Vallejo (2002), la continuidad de un plano de discontinuidad es su extensión superficial, medida por la longitud según la dirección del plano y según su buzamiento.

Rugosidad. Tiene como finalidad la evaluación de la resistencia al corte de los planos.

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

Relleno. Las discontinuidades pueden aparecer rellenas de un material de naturaleza distinta a la roca de las paredes.

4.5.5. Índice de calidad RQD

Fue introducido hace más de 30 años como un índice de calidad de roca, cuando la interacción de la calidad de la roca esta usualmente disponible solo a partir de descripciones geológicas y del porcentaje de núcleos de roca. Para un área de mapeo, Palmstrom (1982), sugirió que el RQD puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen, en el cual número de discontinuidades por metro para cada familia es sumando, este parámetro puede ser utilizado en afloramiento y túneles.

4.5.6. Clasificación de Bienaswki (RMR)

Gavilanes y Andrade (2004, p. 78) mencionan que fue desarrollado por Bieniawski durante 1972 y 1973, fue modificado años más tarde de acuerdo con los casos históricos, se utilizan los siguientes parámetros para clasificar un macizo rocoso utilizando el sistema:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca
- Índice de calidad de la roca (RQD)
- Espacio entre discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condición de infiltraciones de agua.
- Orientación de las discontinuidades.

4.5.7. Índice Q

Según, Gavilanes y Andrade (2004, p. 87), fue desarrollado por en Noruega en 1974 por Barton, Lie y Lunde, en esta clasificación se catalogan los macizos rocosos basado en seis parámetros:

RQD: Índice de Calidad de la Roca

Jn: Número de familias de discontinuidades

Jr: Es el índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

Ja: Es el índice de alteración de las discontinuidades.

Jw : Factor de reducción por la presencia de agua.

SRF: Stress Reduction Factor, es un factor que evalúa el estado tensional del macizo rocoso.

4.6. Minería

La minería es una actividad económica que comprende el proceso de extracción, explotación y aprovechamiento de minerales que se hallan en la superficie terrestre con fines comerciales (Banco Central del Ecuador, 2014).

4.6.1. Subterráneo

Es aquel que se explota cuando el yacimiento está a moderadas profundidades que hacen inviable económicamente su extracción por cielo abierto, generalmente se basa en construir túneles o labores en la roca para acceder a las zonas mineralizadas y formar niveles de hundimiento, producción y transporte. Las labores subterráneas pueden ser horizontales, verticales

inclinados conformadas por túneles, galerías, rampas, piques o chimeneas, ubicándose en diferentes niveles que permiten fragmentar, cargar y transportar desde el interior hasta la superficie (Portal Minero S.A, 2006, p. 56).

4.7. Labores Mineras Subterráneas.

De la Cuadra Irizar (1974), menciona que una labor es cualquier hueco excavado para excavar un yacimiento, se distinguen las siguientes:

4.7.1. Labores auxiliares

Chimenea de ventilación. Proporciona a la mina un flujo de aire en cantidad y calidad suficiente para diluir contaminante a límite seguros en todos los lugares donde el personal está en trabajo.

4.7.2. Labores de acceso

- **Galería principal.** Es una excavación horizontal o poco inclinada, tiene como finalidad el acceso al depósito mineral, para el personal, maquinaria, reconocer la continuidad del yacimiento, como paso para los servicios de aire comprimido, energía, agua y desagüe.
- **Pique.** Se utilizan como labores de acceso desde la superficie en las minas subterráneas situadas por debajo del nivel del fondo del valle.

4.7.3. Labores de preparación

- **Galerías secundarias.** Es una labor de comunicación en el interior de la mina, tiene funciones específicas de preparación y explotación del yacimiento, además delimita el block mineralizado.
- **Chimenea.** Es una excavación vertical o inclinada construida desde un nivel inferior o uno superior con la finalidad de transportar material o para permitir el paso de aire y ventilar los lugares de trabajo.
- **Tolva o chute.** Apertura subterránea en el fondo de una cámara o en el frente de explotación por donde se conduce el material extraído.

4.8. Ciclo de Trabajo Minero

4.8.1. Perforación

Según Bernaola et al. (2013, p. 5), es una técnica basada en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos, que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso.

4.8.1.1. Sistemas de Perforación. Bernaola et al. (2013, p. 7), describe los siguientes sistemas:

- **Percusión:** Son formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce por impacto de un útil de filo más o menos aguzado sobre la misma.
- **Rotación:** Son aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce por compresión, corte o por la acción combinada de ambos.
- **Rotopercusión:** Adicional a la percusión proporcionan al útil de corte un movimiento de rotación y una relativamente pequeña fuerza de empuje para una transmisión de la energía más eficaz.

4.8.2. Voladura

Se entiende por voladura la disposición de un grupo de barrenos, en los que se ha colocado una cierta carga de explosivo y se inicia con una secuencia tal que se consiguen los resultados de fragmentación y desplazamiento deseados (Bernaola et al., 2013, p. 139).

4.8.2.1. Explosión. Es la transformación física o química acompañada del paso de la energía potencial de esta o de los productos de sus transformaciones a energía cinética, al ocurrir una explosión se produce un brusco aumento de la presión en el medio circundante, por tal razón surge una onda de choque y un campo de tensiones (Otaño, 2014, p. 51).

4.8.2.2. Sustancias explosivas. Son compuestos o mezclas mecánicas, que bajo la acción de un impulso externo tienen la propiedad de hacer explosión (Otaño, 2014, p. 51).

Según Bernaola et al, (2013) Existen un sin número de explosivos comerciales, sin embargo, a continuación, se menciona su clasificación en general:

Dinamitas: Poseen consistencia gelatinosa que se obtiene al mezclar nitroglicerina/nitroglicol (NG) con nitrocelulosa, se pueden encontrar dos tipos: pulverulenta, compuesta por nitrato amónico que es útil para corregir el exceso de oxígeno y gelatinosa, es una forma de corregir la mala resistencia al agua.

ANFO: Compuestos por un 94 % de nitrato amónico que actúa como oxidante y en torno a un 6 % de gasoil que actúa como combustible. No son muy resistentes al agua, pero si es muy fácil la carga mecanizada.

Hidrogeles: Incorporan una cierta cantidad de agua en su composición, poseen un elemento oxidante y otro que actúa como sensibilizador y combustible, puede ser un explosivo (TNT), un metal (Al) o una sal orgánica.

Emulsiones: Consisten en una fase dispersa formada por pequeñas gotas de disolución de NH_4NO_3 o de NaNO_3 en agua, que están rodeadas de una fina película de aceite mineral.

4.8.2.3. Sistemas de Iniciación. La detonación debe ser iniciada correctamente para ello Bernaola et al. (2013, Capítulo 12.1) menciona los más conocidos:

Detonadores ordinarios: Son aquellos que se inician mediante mecha, la misma se introduce en el extremo abierto de una cápsula de aluminio que aloja la carga explosiva del detonador y se engarza mediante unas tenazas especiales, de modo que se evite que la mecha se salga durante su manipulación.

Detonadores eléctricos: Posee un inflamador pirotécnico denominado cerilla, a través del cual circula la corriente eléctrica, que provoca la iniciación de la carga explosiva.

Detonadores no eléctricos: La parte explosiva es común a los detonadores eléctricos, pero en lugar de un inflamador pirotécnico la carga portarretardo se inicia por medio de una onda de choque de baja energía que se transmite a través de un tubo de transmisión.

Cordón detonante: Es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un explosivo denominado pentrita, se emplea para transmitir a los explosivos colocados en los barrenos.

4.8.3. Ventilación

Vélez et al. (2017, p. 8), menciona que la ventilación es el proceso de hacer pasar un flujo de aire considerable y necesario para crear las condiciones óptimas para que los trabajadores se encuentren en una atmosfera agradable, limpia y sin gases. Se distinguen dos tipos:

Natural: Tienes dos accesos, uno que funciona como entrada y el otro como salida de aire se emplea en labores subterráneas principalmente localizada en montañas, que se consigue por medio de las diferencias de cota.

Auxiliar: Se establece como resultado de un efecto mecánico, en particular un ventilador, el cual suministra la energía de ventilación para el flujo de un volumen de aire.

4.8.4. Saneamiento

Amstrong, J. y Menon (2001), mencionan que el saneamiento es la eliminación de las placas sueltas de roca en techos y paredes de la excavación, esta operación puede realizarse manualmente con una barra de acero o aluminio o con una máquina de saneamiento. La barra

varía entre 1.2 m a 3.7 m aproximadamente, uno de los extremos termina en punta lo que permite golpear la roca y el otro en uña para hacer palanca a la roca y así desprenderla con mayor facilidad y seguridad. El ángulo de inclinación de la barra varía entre 40° y 45°, la operación se realiza a través del sonido que se provoca al golpear la roca que es un indicador de inestabilidad.

4.8.5. Fortificación

Según ENAMI y SONAMI (2013, p. 7), es el conjunto de procedimientos que permiten mantener estable las labores cuando su condición no es auto soportante en una mina subterránea. De acuerdo con el mecanismo de sostenimiento se distinguen los siguientes tipos:

Fortificación pasiva: Es aquella que no aplica ninguna carga externa al momento de instalación, sino que trabaja cuando el macizo rocoso experimenta alguna deformación, los métodos más empleados son: la enmaderación, los marcos metálicos, el hormigón armado, shotcrete y malla.

Fortificación activa o reforzamiento. Se orienta a reestablecer el equilibrio original de los diferentes esfuerzos y al mismo tiempo a modificar estructuralmente la roca para hacer autoportable, los métodos más empleados son: el anclaje de rocas y las proyecciones neumáticas de hormigón.

Fortificación combinada. Es aquella que combina soportes y refuerzos, los métodos más empleados son la enmaderación, los marcos de acero pernos de anclaje y shotcrete, el hormigón proyectado (reforzado con cerchas o perfiles metálicos), y el shotcrete con pernos de anclaje y mallas de acero.

4.8.6. Carga

Según Díaz (2006, p. 17), es la operación cuyo fin es evacuar el mineral y el estéril producido tras la voladura del frente, una vez que este ventilado y saneado el frente. La carga tradicionalmente se divide en:

Carga manual: Es efectuada por el hombre, tienen un bajo rendimiento con lo que se está en desuso en la actualidad, es utilizada como operación auxiliar o de limpieza de galerías, sobre vagón o transportador blindado.

Carga mecánica: Es realizada mediante un equipo mecánico, como pala cargadora, scraper, cargadores de perfil bajo tipo LHD.

Pereda y Polanco (2009, p. 9,10), dividen a las cargas en:

Monolíticas: Se representan por unidades enteras, por ejemplo, una máquina, un grupo de maderos, cajas contenedor, personas, etc.

Granel: Representadas por pedazos, granos o materiales sueltos como minerales, o roca estéril.

4.8.7. Transporte

Según Díaz (2006, p. 33) consiste en el accionamiento, las instalaciones, mecanismos y disposiciones necesarias para desplazar los materiales mineros desde el punto de carga hasta su lugar de descarga o su destino final. Tiene como finalidad mover el mineral arrancado de la mina que se explota y mover el estéril que se produce como consecuencia de la explotación.

4.8.8. Drenaje

Toda explotación minera se ubica en una cuenca hidrográfica e hidrogeológica concreta y en la mayoría de casos se desarrolla por debajo de los niveles freáticos de la zona, es por ello que el objetivo primordial del drenaje, es conseguir que las aguas entre en contacto con la mina sean las mínimas posibles, así como que el previsible contacto se realice de la manera más controlada posible (Herbert y Ortiz, 2007).

4.8.9. Alumbrado

Es la cantidad de luz necesaria con la que el operario puede realizar un trabajo sin esfuerzo ni agotamiento visual y con seguridad. Depende del tipo de trabajo que se realiza, de la fineza de los detalles que se van a observar, del color y reflectancia del objeto y del medio circundante (Seguridad Minera, 2012).

4.9. Planificación operativa de obras mineras

Es aquella que actúa sobre los factores de conversión, producción y comercialización para lograr los productos requeridos en el tiempo, lugar y precio, así como para su promoción y distribución. Suele dividirse, consecuentemente, en función del tiempo (corto, medio y largo plazo), en función del espacio (áreas, niveles, secciones, zonas geográficas, etc.) o por el valor comercial (calidad, densidad económica de los productos, primarios, secundarios, etc.) (Plá et al., 2001).

5. Metodología

5.1. Materiales

Para el cumplimiento de los objetivos planteados en la presente investigación, se utilizó un conjunto de materiales, equipos y software específicos para cada actividad a desarrollar (Ver Tabla 1).

Tabla 1. Materiales, equipos y software

<i>Material de campo</i>	<i>Materiales de oficina y programas utilitarios</i>
GPS	Hoja Geológica Santa Rosa Escala 1:100.000
Cinta métrica	Arcgis 10.5
Brújula	Sas Planet
Cámara fotográfica	AutoCAD
Martillo Geológico	Civil 3D
Lupa	
Spray	UNWEDGE
Varillas	Paquete Office 2018
Reglas	Project Profesional 2018
Fundas para muestras	Alos Palsar
Hojas de papel milimétrico	
Esferográficos y marcadores	
Tablero	
Libreta geológica	
Estación GPS diferencial	
Estación Total	
Equipo de protección personal (EPP)	

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

5.2. Área de estudio

5.2.1. Ubicación

La concesión minera Piedras Verdes 35, se encuentra ubicada en la provincia de El Oro, cantón Atahualpa, parroquia Cordoncillo, en el sector Piedras Verdes (Ver Figura 1). Cuenta con un permiso de explotación para pequeña minería de 91 hectáreas de las cuales 35 corresponden al área de estudio.

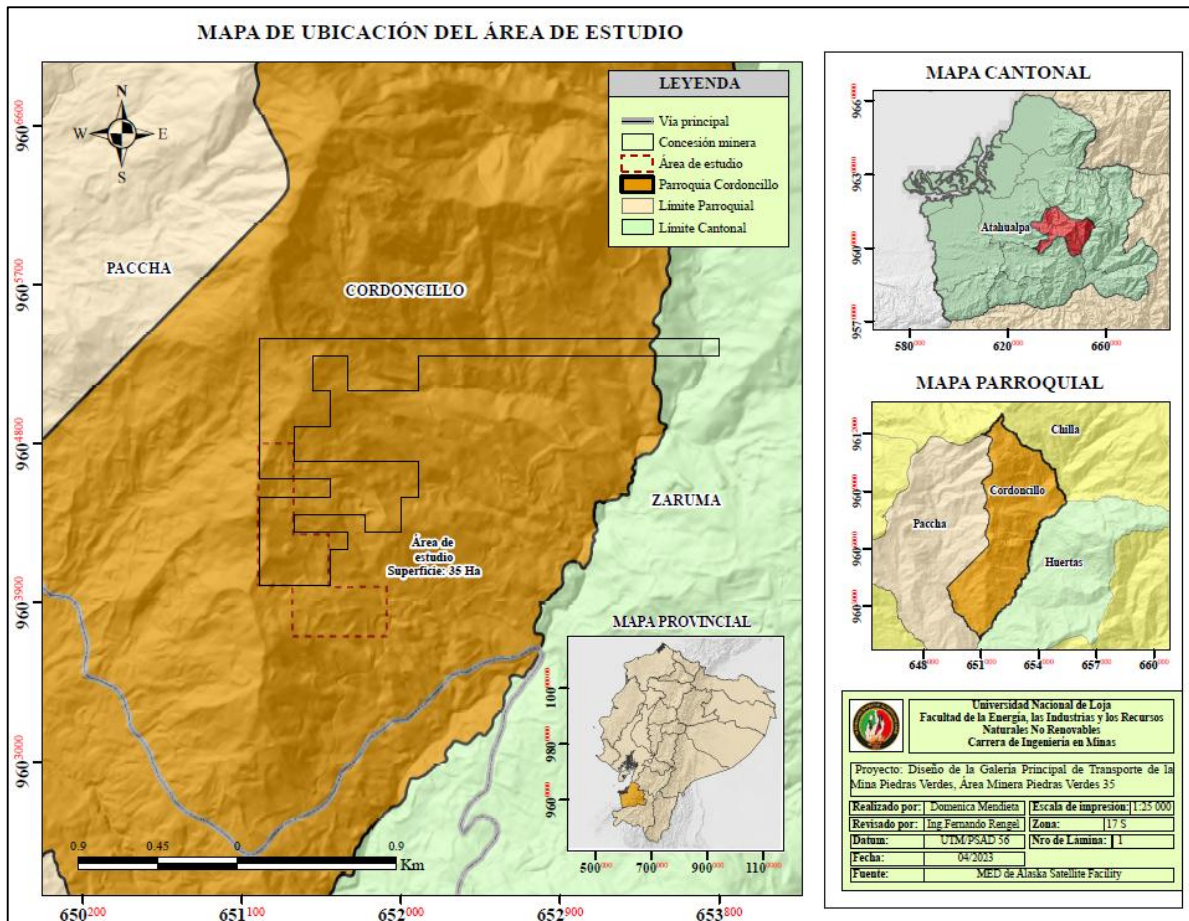


Figura 1. Mapa de Ubicación

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

En el Anexo 1. Mapa de ubicación de la mina Piedras Verdes

5.2.2. Acceso

Desde la ciudad de Loja, partiendo desde el terminal terrestre se toma la Av. Isidro Ayora hacia la carretera Panamericana, siguiendo la troncal de la sierra/ E35/E50, posterior con dirección Chinchas-Portovelo/ E585, que continúa hacia E585A El Oro, luego se llega hasta el cantón Zaruma, en donde se toma la vía hacia el cantón Atahualpa, y se dirige hacia la parroquia Cordoncillo, en la cual se toma una vía de tercer orden hacia el noroeste que llega hacia Piedras Verdes con un recorrido total de 147 km (Ver Figura 2).

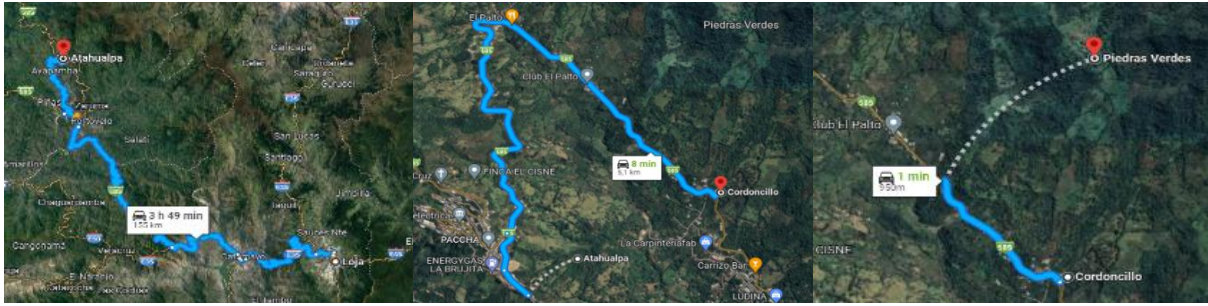


Figura 2. Acceso al área de estudio desde la provincia de Loja

Nota: Tomado de Google Maps (2023)

5.2.3. Geología Regional

Según la carta geológica de Santa Rosa del año 2017, escala 1:100 000, la parroquia Cordoncillo está conformada por un grupo de unidades que en su mayoría corresponde a la Unidad Portovelo dominada por andesitas y andesitas basálticas. En un contexto regional el área minera se encuentra formada por las siguientes formaciones:

La Figura 3 muestra las formaciones geológicas en mención.

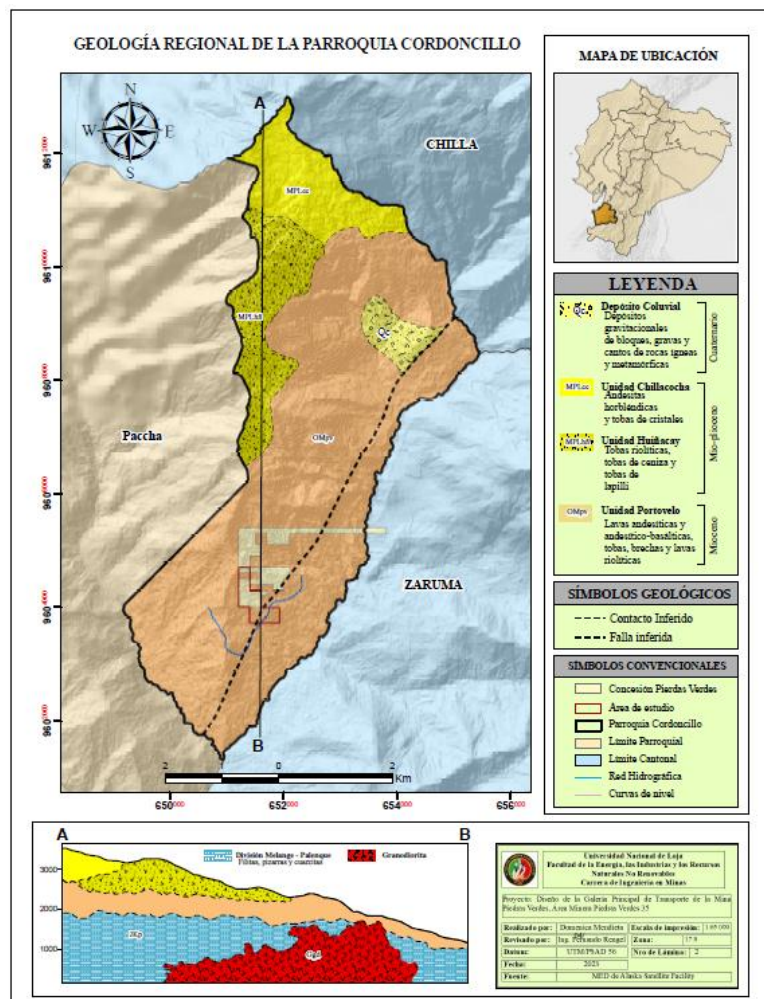


Figura 3. Geología Regional

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Revisar el Anexo 2. Mapa de la geología regional del sector Piedras Verdes.

Deposito Coluvial (Qc)

Se distribuyen esporádicamente en toda la zona, variando en sus dimensiones. los principales depósitos se ubican en el sector Valle Hermoso, que comprenden grandes depósitos de bloques, gravas y cantos de granodioritas, metagranodioritas, esquistos y filitas. Y en el sector de Atahualpa consiste de bloques redondeados subredondeados de lavas andesíticas sobre volcanosedimentos (IIGE, 2017).

Unidad Chillacocha (MPLcc)

Descrita por primera vez en este estudio, se presenta como mantos irregulares en la cordillera de Chilla. Sus principales afloramientos se ubican en la laguna de Chillacocha Litológicamente comprende una secuencia volcano-sedimentaria de tobas de cristales, tobas riolíticas, domos riolíticos, brechas andesíticas y tobas líticas. Estratigráficamente cubre en discordancia a las rocas volcánicas de la Unidad Portovelo hacia el sur y suroeste. Mientras que al suroriente yace discordantemente sobre la unidad Tambillo (IIGE, 2017).

Unidad Huiñacay (MPLHñ)

Definida en este trabajo, al este de la zona de estudio y aflora principalmente en el corte realizado entre los caseríos de Chala Chica y Huartiguro. Consiste de tobas riolíticas, tobas soldadas de flujo de ceniza de composición riolítica y tobas de lapilli. Este flujo yace discordantemente a lavas andesíticas de las unidades Loma Palta y Portovelo, así como a la secuencia volcanosedimentaria de la Unidad Chilla. Mientras que está cubierta por las unidades Pasa Loma, Chillacocha y Tambillo (IIGE, 2017).

Unidad Portovelo (OMpv)

Definida por Pratt y otros (1997), abarca gran parte del complejo volcánico calco-alcalino terciario de la zona de interés. Su afloramiento está ubicado en el sector de Paccha Litológicamente consiste de lavas de composición andesítica a andesítica basáltica, tobas de cristales, brechas andesíticas y lavas riolíticas. Es común observar una elevada silicificación en los flujos lávicos de esta unidad. Se encuentra en contacto tectónico a lo largo de la falla Piñas-Portovelo con las rocas metamórficas de las unidades Quebrada Plata y Río Panupali; además, hacia el sur yace sobre las unidades Calera y Ayapamba, hacia el centro-norte está cubierta por las unidades Huiñacay y Chillacocha en el sector de la cordillera de Chilla, hacia el este por la

Unidad Tambillo y al oeste por la Unidad Yacuviña en el sector de loma Santa Bárbara. Según Pratt y otros (1997), se han realizado dos análisis geoquímicos en la Unidad Portovelo, donde el diagrama de $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$ confirma una composición andesítica que varía a andesita basáltica de afinidad calco-alcalina. No existe control de edad para esta unidad, sin embargo, la relacionan con el volcanismo oligocénico del Grupo Saraguro (IIGE, 2017).

5.3. Metodología

Fase de campo: Comprendió el reconocimiento del área de estudio, la caracterización del área, la realización de los levantamientos topográficos, geológicos y estructurales, finalmente la caracterización del macizo rocoso.

Fase laboratorio: Se determinó las propiedades físico mecánicas de las rocas como: ensayos de peso específico, porosidad, contenido de humedad y resistencia a la compresión simple.

Fase de oficina: Comprendió la confección de los mapas geológicos estructurales y los cálculos para determinar la sección y dimensionamiento, pasaportes de perforación, carga, transporte, ventilación, desagüe, alumbrado y la ampliación de la galería.

5.3.1. Metodología para el primer objetivo: Caracterizar el área, la geología y la geomecánica.

Comprendió la descripción de las actividades actuales, la determinación de propiedades físico mecánicas y la clasificación geomecánica del macizo rocoso.

5.3.1.1. Levantamientos topográficos superficial y subterráneo: La topografía en superficie general del área de estudio se obtuvo por medio de modelos de elevación digital (DEM), del satélite ALOS PALSAR con una resolución de 12.5 metros. Además, se realizó un levantamiento con GPS diferencial del área del campamento donde se asientan las instalaciones de la compañía.

El levantamiento en subterráneo, se desarrolló mediante estación total con la que se tomó los puntos necesarios para representar con mayor detalle las características topográficas de la galería, luego estos datos fueron procesados utilizando el software Office Excel 2010, inmediatamente estos son exportados hacia el programa Civil 3D, para generar el mapa final utilizando como sistema de referencia el Datum UTM/PSAD 56.

5.3.1.2. Descripción de las actividades actuales: Se realizó una inspección general del área de estudio con el fin de caracterizar las actividades que se vienen desarrollando en la fase de exploración avanzada.

En primera instancia se describió de manera visual el campo minero con el fin de evaluar las condiciones en la que se encuentran las instalaciones; la información fue registrada en el Anexo 14. Ficha de recolección para la descripción de actividades actuales.

5.3.1.3. Caracterización geológica: Se realizó en superficie y subterráneo, con el uso de las fichas del Anexo 15, a fin de obtener un levantamiento geológico del área minera Piedras Verdes. Para la descripción de las actividades actuales, se realizó una inspección de las condiciones de la galería, el método de exploración y el ciclo de minado; la información fue registrada en el Anexo 14.

Superficie: Mediante recorridos y el uso de fichas de campo se realizó el levantamiento de afloramientos naturales y artificiales, el cual permitió determinar las condiciones y a su vez relacionarlas con la hoja geológica del lugar (Ver Figura 4).



Figura 4. Caracterización Geológica en superficie

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Se identificó cada una de las estructuras presente en los afloramientos, se registró coordenadas GPS, medidas estructurales y la identificación de las rocas in situ, para ello se utilizó: lupa, brújula, martillo geológico y ácido clorhídrico al 10% para observar la composición mineralógica de la roca.

Subterráneo: A lo largo del túnel se realizó el levantamiento geológico-estructural mediante el abscisado. Utilizando la cinta métrica se definió secciones en cada cambio litológico, se consideró las zonas de mayor fracturamiento y en donde la variabilidad del macizo

rocoso no era significativa se realizaron secciones cada 40 metros (Ver Figura 5). La información se registró en hojas de papel milimétrico previamente preparadas para este fin (Ver Anexo 15).



Figura 5. Levantamiento Geológico en subterráneo
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

5.3.1.4. Determinación de las propiedades físico mecánicas de las rocas: Las propiedades físico mecánicas de las rocas se las determinó en el laboratorio de la Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables de la UNL, los procedimientos se basaron en las normas ASTM D420, tomando como guía el manual de prácticas de laboratorio de Vásquez (2019, p. 29,42). Los datos recolectados se encuentran en Anexo 5.

- **Análisis petrológico:**

Se realizó el análisis de las muestras con la finalidad de identificar el tipo de roca para ello se utilizó el microscopio para observar los minerales que la componen.

- **Propiedades físicas:**

Peso específico aparente: El proceso ejecutado se describe a continuación

1. Se tomó un fragmento de muestra y se pesó utilizando la balanza analítica.
2. Para obtener el peso saturado, se sumergió la muestra en agua por 24 horas en un vaso de precipitación.
3. Se retiró la muestra del agua y se secó su superficie con un paño húmedo, teniendo cuidado de sólo retirar el agua de la superficie y asegurándose de que no se pierdan fragmentos de la muestra; en este punto se utilizó la balanza para registrar la masa saturada.
4. El peso sumergido se obtuvo al sumergir la muestra dentro de un vaso precipitado con agua, suspendiéndola de una cuerda.

- Se secó la muestra a una temperatura de 105°C y se dejó enfriar, de esta manera se obtuvo el peso seco.

La Figura 6, describe el procedimiento anteriormente descrito.



Figura 6. Procedimiento para obtener peso específico aparente

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

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

$$\rho_a = \frac{W_{seco}}{W_{saturado} - W_{sumergido}} \times \rho_w$$

Donde:

W_{seco} : Peso seco de la muestra luego de haber pasado por el horno

$W_{saturado}$: Peso saturado

$W_{sumergido}$: Peso sumergido

ρ_w : Peso específico del agua; se consideró la temperatura ambiente de 18° C equivalente a 0.9986 gr/cm³

Peso específico real: El proceso realizado se describe a continuación

- Para la medición del peso en esta sección se trituró la muestra a un grado de finura elevado de 75 μm utilizando el tamiz #200. Una vez reducida la muestra de tamaño, se utilizó el horno para secarla hasta alcanzar una masa constante.
- Se obtuvo los pesos del picnómetro y del picnómetro lleno con agua

3. Para el ensayo se utilizó una fracción de 50gr de la muestra triturada seca, medida haciendo uso de la balanza.
4. Se mezcló con agua dentro de un picnómetro, se agitó ligeramente el picnómetro para evitar que parte de la muestra quede pegada en las paredes.
5. Se utilizó la bomba al vacío para eliminar burbujas de aire que puedan afectar los pesos de las muestras.
6. Con el líquido en reposo, se midió el volumen nuevamente. Se aplicó la siguiente expresión para obtener el peso específico real.

$$\rho_r = \frac{W_{pulverizada}}{W_2 + W_{pulverizada} - W_1} \times \rho_w$$

Donde:

W_2 = Peso del picnómetro + agua [gr/cm³]

W_1 = Peso del picnómetro + agua + muestra pulverizada [gr/cm³]

En la Figura 7 se muestra el procedimiento para obtener el peso específico real.



Figura 7. Procedimiento para obtener peso específico real

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Porosidad: Se utilizó los pesos aparentes y reales obtenidos anteriormente y se aplicó la siguiente expresión.

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

Donde:

ρ_a : Es el peso aparente [gr/cm³]

ρ_r : Es el peso real [gr/cm³]

- **Propiedades mecánicas:**

Resistencias a la compresión simple: Las probetas fueron cubos de 50 mm de lado

a. Se colocó el testigo en la prensa hidráulica, considerando la anisotropía de la muestra. La carga se aplica continuamente de forma tal que la rotura se produzca entre los 0 y los 10 min; la velocidad de carga debe estar comprendida dentro de los límites de 0,5 y 1,0 MPa/s

b. Se anotó la forma de rotura y se tomó una fotografía.

c. Se comprobó utilizando la siguiente expresión.

$$\sigma_C = \frac{Ft}{A} = \frac{\text{Fuerza de tracción aplicada}}{\text{Área-sección de la probeta}} \text{ [MPa]}$$

5.3.1.5. Clasificación geomecánica: Se estableció tramos geotécnicos tomando como base el levantamiento geológico; para la caracterización se levantó información que sirvió para la calificación del macizo rocoso, los datos obtenidos se los registró en la ficha correspondiente (Ver Anexo 16). Los parámetros obtenidos fueron:

- Número de juntas
- Orientación de las familias
- Espaciado entre las juntas
- Continuidad.
- Rugosidad, se utilizó los perfiles propuestos por Barton en 1987,
- Apertura de las fracturas; se utilizó escalas impresas.

RQD: Se lo obtuvo como parámetro, para RMR y Q de Bartón; se utilizó el conteo volumétrico la fórmula descrita por Palmstrom en 1982, la fórmula se expresa de la siguiente manera:

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

Jv: Representa el número total de discontinuidades por metro cúbico y es igual a:

$$Jv = \sum \frac{1}{Si}$$

S: Espaciado de las discontinuidades en metros para el sistema de discontinuidades actual.

Tabla 2. 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: Se utilizó la siguiente formula:

$$RMR = V1 + V2 + V3 + V4 + V5$$

Donde:

- a) V1: Resistencia matriz
- b) V2: RQD
- c) V3: Separación discontinuidades
- d) V4: Estado discontinuidades
- e) V5: Flujo de agua

Luego del cálculo RQD se obtuvo los valores de V2, V3, V4 y V5, en función a ficha del Anexo 16, que a su vez se consiguió del trabajo de campo, al final se otorga una clase del macizo que puede estar entre V muy bueno a I muy mala.

Índice Q: Se utilizó la correlación RMR a Índice Q, utilizando la siguiente expresión

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

En donde se clasifica la roca según las siguientes clases:

Tabla 3. Índice de calidad de roca: Q de Barton

CLASIFICACIÓN DE LA ROCA DE ACUERDO CON EL ÍNDICE DE CALIDAD Q	
Tipo de roca	Calidad de la roca
Excepcionalmente mala	
Extremadamente mala	10 ⁻² - 10 ⁻¹
Muy mala	10 ⁻¹ - 1
Mala	1-4
Media	4-10
Buena	10-40
Extremadamente buena	40-100

**CLASIFICACIÓN DE LA ROCA DE ACUERDO CON
EL ÍNDICE DE CALIDAD Q**

Excepcionalmente buena

100-400

Nota: Tomado de Barton (1974), como se citó en Gavilanes y Andrade (2004, p. 69)

Una vez determinadas las zonas de debilidad, se realizó el análisis cinemático con el software UNWEDGE de la casa Rocsciencie, con la finalidad de determinar cuñas inestables para su posterior sostenimiento.

5.3.2. Metodología para el segundo objetivo: diseñar la galería y determinar el ciclo de trabajo

Comprendió los diseños de la sección y determinación del ciclo de trabajo con el uso de las ecuaciones descritas en el Anexo 19. La secuencia se menciona a continuación:

5.3.2.1. Dimensiones de la sección: Se determinó la sección en función de la maquinaria, para ello se consideró las ecuaciones propuestas por Blanco y Sargentón (2009, p. 13) y Zaldumbide, (2012, p. 85,86).

5.3.2.2. Ciclo de trabajo: En este apartado se incluye se diseñó pasaportes de perforación, voladura, ventilación, saneamiento, fortificación, carga, transporte, ventilación y alumbrado.

Perforación y voladura: Se eligió el explosivo en base a las características del macizo rocoso, posterior, se diseñó los pasaportes de perforación y voladura con las ecuaciones propuestas por López et al. (2003, cap. 22), para lo cual se consideró la valoración del macizo rocoso y las propiedades de las rocas.

Ventilación: Se determinó varios factores como, cantidad de polvo, gases, cantidad de personas que se encuentran en el sector, se calculó la cantidad de caudal necesario y se elaboró el circuito de ventilación (Sotelo, 2014, p. 33,34).

Saneamiento: Se determinó los equipos necesarios para el saneamiento y la limpieza del frente.

Fortificación: Para determinar el tipo de sostenimiento en cada una de las estaciones se utilizó la clasificación geomecánica de Bienawski y Bartón, los cuales proponen alternativas en función a la valoración del macizo rocoso.

Transporte: Se obtuvo el número y modelo de vagones, la longitud de los rieles, espaciamiento entre durmientes, la plataforma de balasto y el peralte.

Desagüe: Se midió el caudal aplicando el método volumétrico, el cual consiste en la medición directa del tiempo que se tarda en llenar un recipiente de 20 litros y se aplicó la siguiente expresión:

$$Q = \frac{V}{t} \text{ [Lt/s]}$$

Donde:

Q : es el caudal medido en litros/segundos

V : Volumen en litros

t : Tiempo en segundos

Para el dimensionamiento de la cuneta se tomó como referencia las ecuaciones propuestas por Robert Manning en 1889, con las que se determinó el método de drenaje más eficiente según aplicaciones previas.

Iluminación: Se obtuvo los parámetros correspondientes a flujo luminoso, luminancia, intensidad luminosa, número y distancia de las luminarias, con ello se buscó el sistema de iluminación más apropiado para la galería.

5.3.3. Metodología para el tercer objetivo: adaptar el diseño de la galería exploratoria a una galería de transporte

Actualmente, son 1056 metros utilizados como galería de exploración que no cumplen con las dimensiones para mecanizar, por lo que es necesario ampliar la sección para convertir la galería exploratoria en una galería principal de transporte. Para cumplir con este propósito se elaboró los pasaportes de perforación y voladura, luego se determinó el tonelaje a extraer por turno, el cual se obtuvo en función al volumen de excavación, al transporte y a las propiedades físico mecánicas de las rocas.

5.3.4. Metodología para el cuarto objetivo: planificar las obras y evaluar los costos del franqueo de la galería.

Planificación de trabajos: Para el franqueo y la adecuación de la galería, se determinó el número de obreros y el tiempo de duración de cada operación, con las ecuaciones descritas a continuación.

$$\text{Cantidad de obreros: } Nl = \frac{V_t}{n_e}$$

Donde:

V_t : Volumen de trabajo a realizar en el ciclo para cualquier operación

n_e : Norma establecida para dicha operación

$$\text{Tiempos de cada operación: } T_i = \frac{V_t}{N_m \times P_m}$$

Donde:

P_m : Productividad de la máquina o del obrero en la operación, [Unidades/hora]

N_m : Número de máquinas u obreros que realizan la operación

$$\text{Tiempo de perforación: } T_p = \frac{N \times l_b}{K \times V_p}$$

$$\text{Tiempo de carga de barrenos: } T_o = \frac{N \times t'}{n_o}$$

$$\text{Tiempo de carga de la roca: } T_c = \frac{K \times S_L \times l_b \times \text{sen} \alpha}{N_c \times P_c}$$

$$\text{Tiempo de fortificación: } T_f = \frac{K \times l_b \times \text{sen} \alpha}{P_t}$$

Tiempo de ventilación: Por normas

Tiempo de saneamiento: Por normas

$$\text{Colocación de rieles: } T_t = \frac{l_a}{n_1 \times P_1}$$

El cronograma de trabajo se realizó en el programa Project de Microsoft.

Donde:

l_a : avance de la excavación por ciclo [m]

n_1 y n_2 : Número de obreros que trabajan en el alargamiento de la vía y la construcción

P_1 y P_2 : Productividad del trabajo en dichas operaciones

De igual forma se elaboró el cronograma de actividades contemplando tiempos.

Evaluación de costos. Se determinó el costo de franqueo de la galería, incluyendo la adecuación; para ello, se determinó costos y gastos de laboreo por metro de excavación, aplicando siguientes expresiones.

$$\text{Costo de laboreo por 1m de excavación: } C = \frac{GD + g_c + g_l}{L}$$

Donde:

L : Longitud de la excavación [m]

$$g_D: \text{Gasto directo por metro: } GD = \frac{g_s + g_m + g_a}{l_a}$$

Siendo:

g_s : Salario

g_a : Consumo de energía

g_m : Consumo de materiales

l_a : Longitud de avance por ciclo de la excavación

Gastos generales por 1m de avance: $g_g = k_g \times g_D$

Donde:

k_g : Coeficiente que depende de un gran número de factores su valor oscila desde 0.25 a 0.8

Gastos inducidos: $g_I = k_I(g_D + g_g)$

Donde:

k_I : Oscila desde 0.05-0.20

6. Resultados

6.1. Resultados del primer objetivo: Caracterización del área de estudio

El proyecto Piedras Verdes 35, es una mina que tiene proyecciones para explotar como mineral principal cobre. En la Tabla 4, se detalla información relevante del proyecto:

Tabla 4: Información del proyecto minero

Coordenadas:	651852.60	9603727.09	1372.69 msnm
Titular:	MINERA EL INCA MINEIN S.A.		
Código:	30000498		
Tipo de régimen:	Pequeña Minería		
Estado:	Trámite		
Tipo de Minería:	Metálica		
Superficie:	91 hectáreas		

Nota: ARCERNNR, (2020)

El campamento minero cuenta con infraestructura básica como garita de control, vía de acceso, parqueadero, vestidores, baños, bodega, mecánica, área del compresor, la boca mina con sus respectivos rieles y finalmente la zona de stock con una superficie total de 6981.71 m², (Ver Anexo 3). Por otra parte, existe un túnel de exploración con 1056 metros de avance en dirección N-W, en el trayecto se encuentra estructuras vetiformes (ver Anexo 4).

6.1.1. Descripción de actividades actuales

A continuación, se describe las actividades que se realizan en un turno de 7 horas con un avance 1.37 metros en promedio. En la Tabla 5 se describen los tiempos empleados para cada actividad.

Tabla 5. Actividades y tiempos del ciclo de trabajo

Actividad	Tiempo	
	Horas	Minutos
1. Preparación		10
2. Perforación	1	52
2.1. Perforación por barreno		2:30
2.2. Limpieza de los barrenos		10:49
3. Voladura (Cargado de la malla)		24
3.1. Disparo		1:20
4. Ventilación	2	
5. Limpieza		17:54
6. Carguío por vagón		5:50
7. Transporte	3	
7.1. Tiempo de ida (vagón vacío)		12:57
7.2. Tiempo de vuelta (vagón cargado)		10:21
7.3. Tiempo muerto		5:40

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.1.1. Perforación y Voladura: La excavación inicia con la perforación de taladros, con una malla establecida de 47 barrenos en el frente de trabajo; requiriendo de dos personas: el perforista y su ayudante. Para dicho trabajo, se emplea la maquina perforadora YT27 con barrenos de 1.60 m y diámetro de broca de 36 mm. Una vez terminada la actividad, se limpia la perforación con agua a presión, luego se procede al cargado con explosivo y se ejecuta la voladura. El pasaporte de perforación realizado actualmente se muestra en la Figura 8.

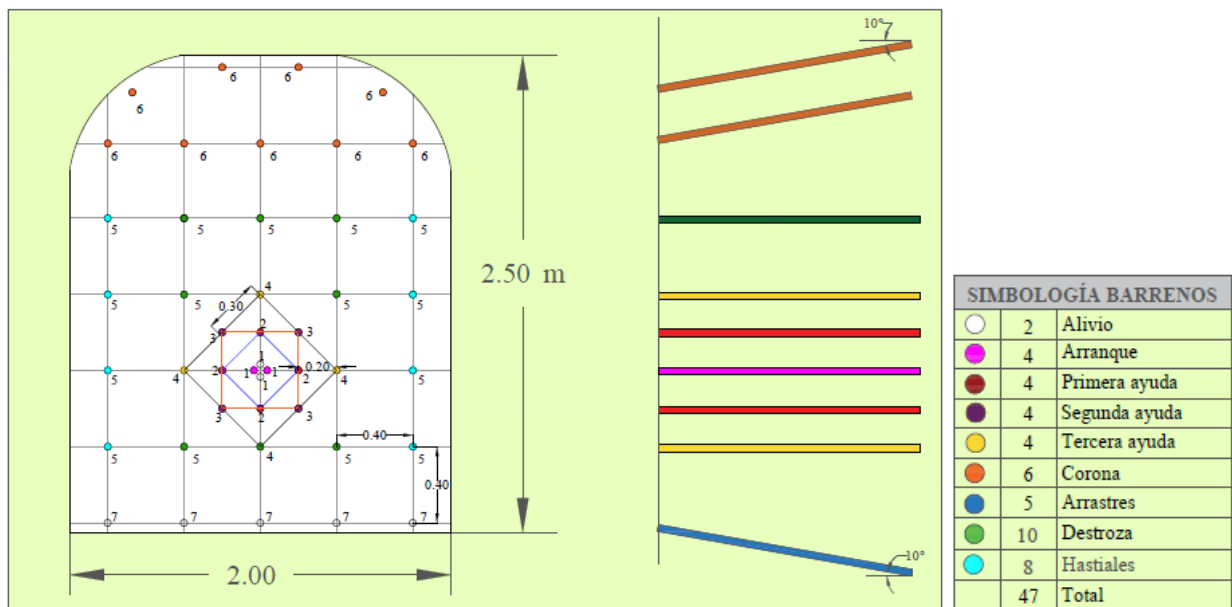


Figura 8. Pasaporte de Perforación y Voladura

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Revisar el Anexo 5. Pasaporte de perforación y voladura actual de la mina Piedras Verdes

La cantidad de explosivos y accesorio usados es como se describe a continuación:

- Nitrato de amonio = 36 kilogramos por voladura
- Fulminantes= 45 unidades
- Mecha lenta= 1.81 m de largo se prepara con encasquilladora
- Dinamitas= 67 unidades de Explogel 1/1/8x7'' equivalentes a 8.24 kg

El esquema de cargado de los barrenos es de la siguiente manera:

Barrenos: 450gramos de nitrato de amonio, una dinamita y 150 gramos de nitrato (Ver Figura 9).

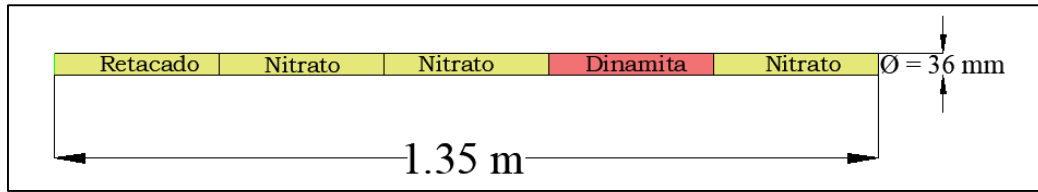


Figura 9. Recargas en taladros

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Cuele: 300 gramos de nitrato de amonio, dos dinamitas y 150 gramos de nitrato (Ver Figura 10).

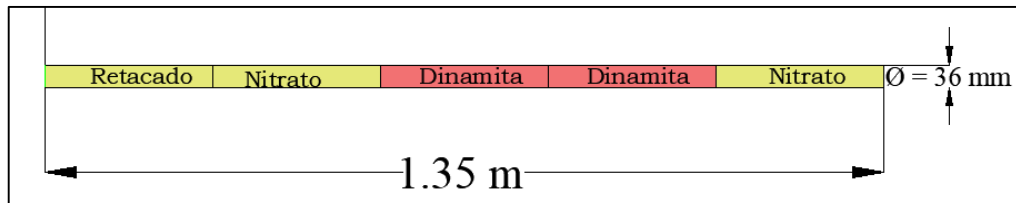


Figura 10. Recargas en el cuele

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.1.2. Ventilación: Luego de realizada la voladura, se procede a la ventilación por un lapso de dos horas, para ello, se extrae el aire viciado hacia la superficie mediante un extractor, el cual funciona mediante energía eléctrica con un motor de 5 Hp, se instala con una tubería de 6'' PVC y se ubica una cortina a 70 metros del frente de explotación impidiendo la propagación de aire viciado por galería.

6.1.1.3. Saneamiento: Para la limpieza del frente de trabajo se arroja agua a presión mediante una manguera de 1'', con la finalidad evitar accidentes por envenenamiento debido al gas que desprende la roca luego de la voladura, luego se desata las rocas propensas a caer del techo para ello, se utiliza barretillas de 1.80 m de largo y combos.

6.1.1.4. Drenaje: La evacuación del agua hacia la superficie, se realiza mediante cunetas de 30 cm de ancho por 40 cm de profundidad. El agua es evacuada con un caudal de 2.26 lt/seg. El cálculo correspondiente se detalla en la Tabla 6.

Tabla 6. Caudal de agua

Caudal de agua saliente de mina		
Nº	Tiempo (seg)	Q (lt/seg)
1	7.41	2.70
2	7.34	2.72
3	7.7	2.60
4	10.94	1.83
5	10.61	1.89

Caudal de agua saliente de mina		
6	10.79	1.85
		2.26
Promedio		

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.1.5. Carga y acarreo: Para cargar el material en los vagones se utiliza una pala neumática que se desplaza sobre rieles (Ver Figura 11); Las características se detallan en la Tabla 7.

Tabla 7. Dimensiones de la pala neumática

Pala Neumática	
Largo	2.20 m
Ancho	1.10 m
Alto	1.45 m
Alto con cuchara levantada	2.20
Capacidad de la cucha	0.25 m3

Nota: Elaborado por la autora, (2023)



Figura 11. Pala Cargadora

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Se requiere de un operador de maquinaria para llenar los vagones, cuya capacidad es de 1.5 toneladas (ver Figura 12), este material es trasladado por cinco obreros hacia la salida y posteriormente dispuesto en la escombrera en un total de 14 viajes dando como resultado un total de 16.22 Ton por turno.



Figura 12. Vagones Mineros

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.1.6. Servicios Mineros: El proyecto para su desarrollo, cuenta con servicios como:

- **Rieles:** Están separados a una distancia de 61 cm, con pendiente de 1% de esta forma los vagones pueden salir cargados de manera más eficiente.
- **Inyección de agua a presión:** Se utiliza una manguera de 1'' de diámetro, para limpiar el frente y $\frac{1}{2}$ '' para limpiar barrenos.
- **Energía eléctrica:** Es obtenida del Sistema Eléctrico Nacional con corriente de 220v y es utilizada para que los compresores funcionen y lleven aire hacia al frente.
- **Aire:** Consta de inyección de aire comprimido para maquinas perforadoras y cargadoras que utilizan: tubería primaria de 6'' de diámetro, tubería secundaria de 2'' de diámetro y tubería en el frente de trabajo de 1'' de diámetro.
- **Iluminación:** Carece de iluminación, se alumbran por medio de lámparas en el casco.

En la Figura 13, se detallan los servicios:

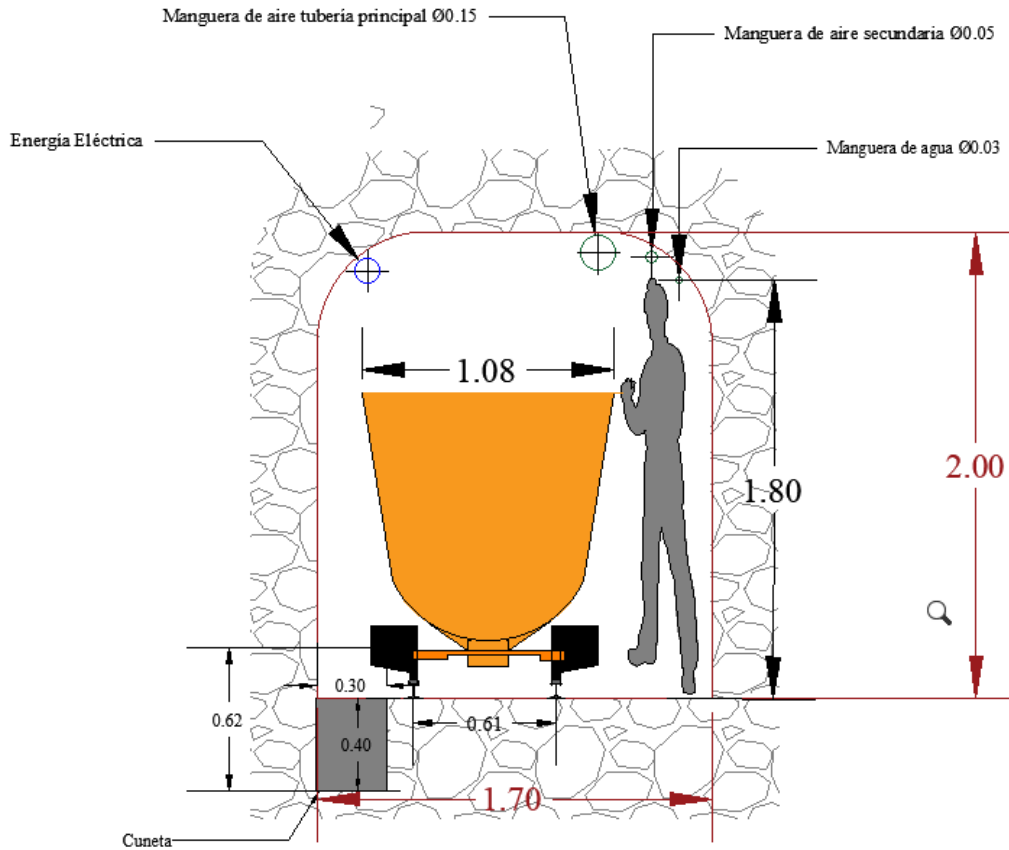


Figura 13. Disposición de Servicios Mineros

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.2. Costos del proyecto por turno

El proyecto incurre en costos derivados de varios rubros durante el proceso de franqueo, es así que durante la perforación y voladura se tiene un costo de \$ 354.28. Las actividades de ventilación, carga y acarreo \$ 138.38; el costo de todas las operaciones por turno de trabajo asciende a un valor de \$ 530. 41, sin considerar las actividades auxiliares. En la Tabla 8, se detalla los costos para cada rubro por turno de trabajo.

Tabla 8. Costos actuales del proyecto por turno de trabajo

COSTOS ACTUALES DEL PROYECTO				
<i>Detalle</i>	<i>Unidad</i>	<i>Cantidad</i>	<i>Precio Unitario</i>	<i>Precio total</i>
Mano de obra del proyecto				
Jefe de Mina	Día	6	\$ 37.75	
		TOTAL	\$ 37.75	
PERFORACION				
Brocas	Unidad	2	\$ 26.00	\$ 26.00
Barreno	Unidad	1	\$ 26.00	\$ 26.00
Aire Comprimido	KW/H	1	\$ 10.00	\$ 10.00
Aceite	Galón	1	\$ 22.00	\$ 22.00
Agua				
VOLADURA				

Nitrato	Kilogramos	40	\$ 1.40	\$ 56.00
Dinamita	Unidad	65	\$ 0.80	\$ 52.00
Fulminante	Unidad	45	\$ 0.58	\$ 26.10
Mecha Lenta	Metro	81	\$ 0.78	\$ 63.18
Misceláneos	\$ 5.00	\$ 5.00
Mano de obra				
Perforador	Turno	1	\$ 35.00	\$ 35.00
Ayudante de perforación	Turno	1	\$ 33.00	\$ 33.00
Subtotal				\$ 354.28
VENTILACIÓN				
Aire				
Energía	CFN	1	1.5	1.5
Subtotal				1.5
CARGA				
Mano de obra				
Operador de maquinaria	Turno	1	\$ 30.00	\$ 30.00
Obreros	Turno	4	\$ 25.00	\$ 100.00
ACARREO				
Rieles	Metro	1	\$ 6.08	\$ 6.08
Clavos	Unidad	3.3	\$ 0.14	\$ 0.48
Durmiente	Metro	0.83	\$ 1.00	\$ 0.83
Eclisas		0.67	\$ 1.48	\$ 0.98
Pernos		1.33	\$ 0.27	\$ 0.36
Subtotal				\$ 138.38
TOTAL				\$ 530.41

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.3. Caracterización geológica

La geología local conjuga los resultados del trabajo de campo en torno al mapeo en superficie y en subterráneo el cual permitió la elaboración del mapa geológico a escala 1:5 000.

6.1.3.1. Geología en superficie: El área superficial por donde atraviesa el túnel corresponde a un derrubio; una geoforma producto del desprendimiento y arrastre de materiales fragmentados por efecto de la meteorización. Es por ello que las unidades litológicas que afloran en casi toda el área estudio, están constituidas por material sedimentario vinculado con depósitos coluviales, aluviales y material volcánico que varían en la edad del oligoceno a cuaternario (Ver Figura 14)

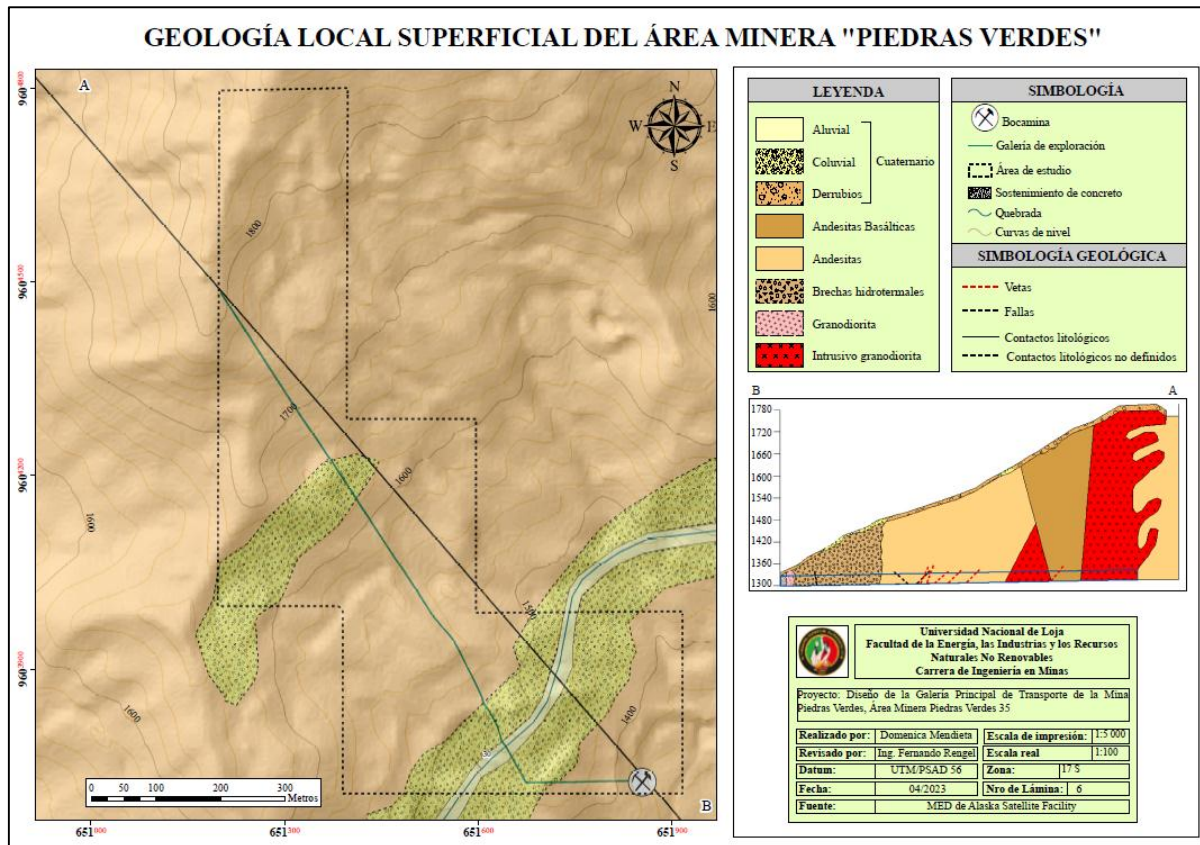


Figura 14. Geología local en superficie
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Revisar el Anexo 6 en donde se detalla el mapa de geología de superficie.

Afloramientos

El levantamiento de los afloramientos permitió establecer la litología presente en la superficie del área. La zona se encuentra conformada por elevadas pendientes que dan lugar a la formación de un derrubio conformado por depósitos coluviales en las zonas de baja pendiente, de igual manera se ha podido evidenciar depósitos aluviales ubicados en la quebrada Piedras Verdes. A continuación, se mencionan los afloramientos obtenidos:

- **Afloramiento 1: Depósito coluvial**

El material coluvial del afloramiento 1 domina la parte este del área de estudio se encuentra perpendicular a la entrada del túnel a 40 metros y está conformado por clastos de diferente diámetro de andesitas, arenas, arcillas y limos como se observa en la Figura 15. La matriz corresponda a material volcánico con clastos angulosos; mineralógicamente está conformada por minerales claros como plagioclasas, cuarzo y minerales oscuros como olivinos, los granos presentan leve alargamiento, adicionalmente existen la presencia de sulfuros como pirita y calcopirita.

X: 651651 m

Y:9603768.15 m

Z: 1466 msnm



Figura 15. Coluvios de roca andesita P1

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

- **Afloramiento 2: Depósito coluvial**

El material ígneo intrusivo de este afloramiento se encuentra 800 metros de la boca del túnel y está conformado por clastos de diferente diámetro de granodiorita, arenas, arcillas y limos como se observa en la Figura 16, la matriz rocosa mineralógicamente está conformada por cuarzo, plagioclasa y piroxenos. Sin embargo, en este punto los clastos angulosos de roca son de mayores dimensiones, y altas resistencia a los golpes; consta de una matriz sana lo denota poco arrastre y erosión.

X: 651582 m

Y: 9603859.15 m

Z: 1526



Figura 16. Coluvios de roca granítica Punto 4

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

- ***Afloramiento 3: Andesitas alteradas***

El material volcánico del afloramiento 3, corresponde al basamento ígneo, se encuentra ubicado en la quebrada Piedras Verdes, siguiendo el avance del túnel está conformado por andesitas meteorizadas, fracturadas como se observa en la Figura 17. Cuenta con una altura de 5 metros, presenta un rumbo y buzamiento de $320^{\circ}/30^{\circ}\text{NE}$,

X: 651648.32 m Y: 9603733.15 m Z: 1291 msnm

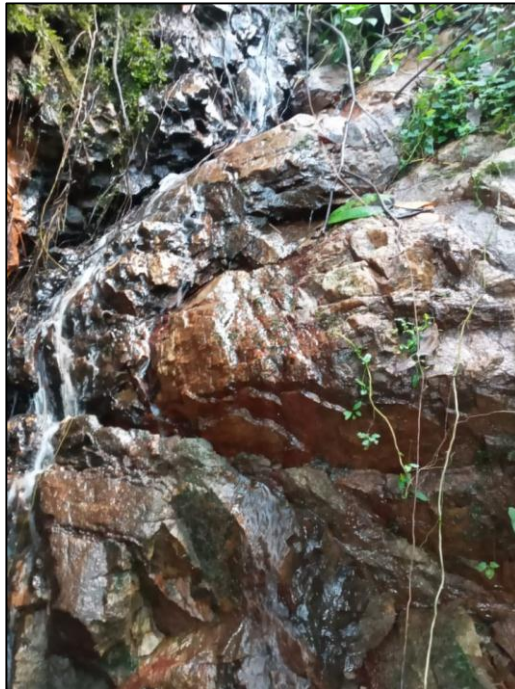


Figura 17. Basamento ígneo

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

- ***Afloramiento 4: Depósito aluvial***

Se encuentra en la quebrada Piedras Verdes, atravesando la galería en la parte sureste, está formado por clastos de diferentes tipos de roca como se muestra en la Figura 18. Se presenta en forma de terraza sobre la cual ha acontecido una sedimentación debido al arrastre de material suelto que se ha desplazado desde las altas pendientes con gran velocidad a las de baja pendiente en donde la velocidad disminuye provocando su asentamiento. Debido a la forma de los clastos subangulosos se puede deducir que no han sido arrastrados grandes distancias, el afloramiento presenta una altura de 2 metros y un ancho de 6 metros.

X: 651701 m Y: 9603716 m Z: 1340 msnm



Figura 18. Afloramiento 4: aluvial
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.3.2. Geología Subterránea: Bajo la capa material sedimentaria se encuentra el macizo rocoso que corresponde a diferentes tipos de rocas de acuerdo al levantamiento geológico estructural interior mina (ver Anexo 7), la agrupación de los tramos según el tipo de litología se detalla a continuación (Ver Figura 19)

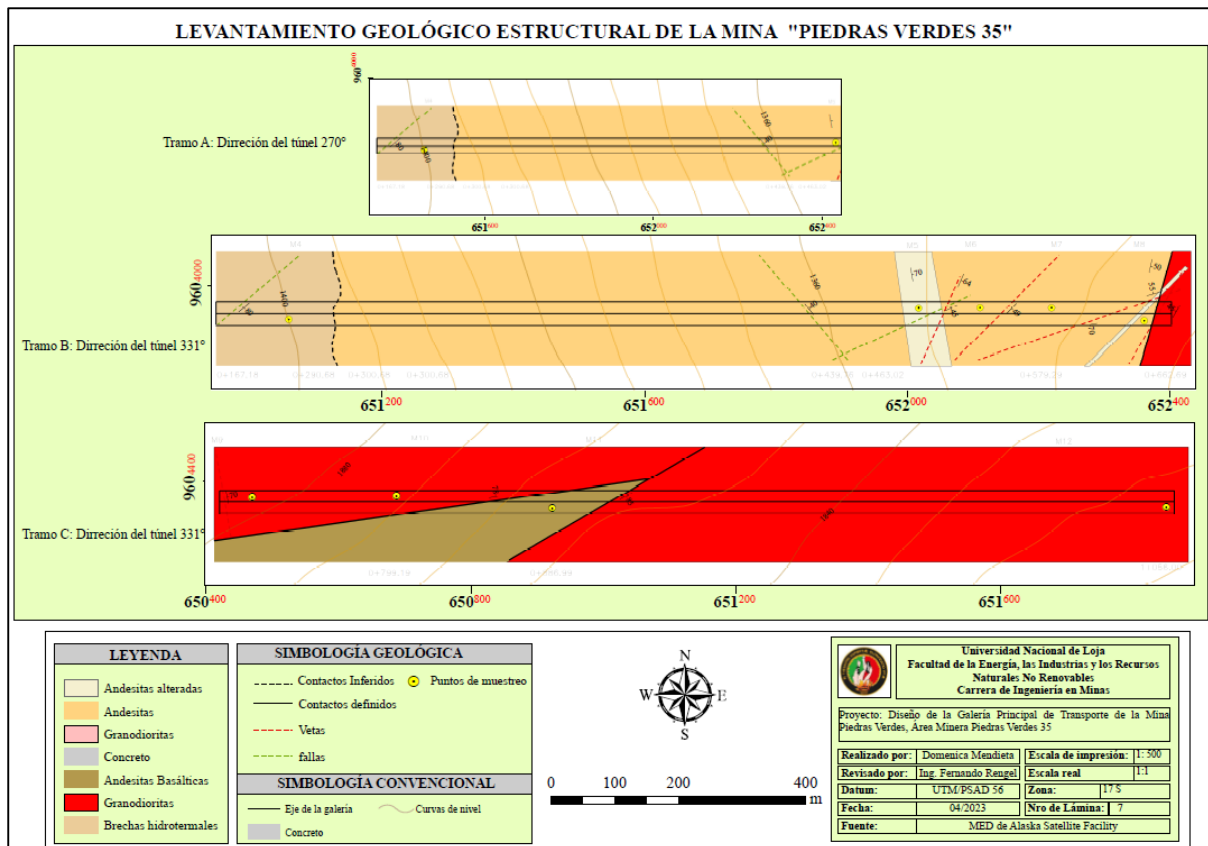


Figura 19. Levantamiento geológico
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Tramo 0+000.00 a 0+036.4: Se encuentran dioritas de grano fino con presencia de carbonatos tipo calcita, los minerales presentan un leve alargamiento (Ver Figura 20)



Figura 20. Dioritas

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Tramo 0+036.4 a 0+0245.08: Se presentan brechas hidrotermales conformados por varios tipos de rocas, producto del ascenso de los magmas y la liberación de energía, los granos presentan bandeamiento y leve magnetismo con presencias de vetas de cuarzo y minerales predominantes como epidota y piroxenos (Ver Figura 21)



Figura 21. Brechas hidrotermales

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Tramo 0+0245.08 a 0+680.80: Se encuentra el contacto litológico con dirección 350°/70°SE entre una alteración de andesitas y andesitas sanas, en las cuales se encuentran minerales predominantes como la pirita, calcopirita, bornita, y cuarzo (Ver Figura 22).



Figura 22. Contacto entre andesitas
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Tramo 0+680.80 a 0+902.00: Presencia de andesitas basálticas relacionadas con Formación Portovelo con sulfuros, clorita y leve magnetismo (Ver Figura 23)



Figura 23. Andesitas basálticas
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Tramo 0+902.00 a 1+006.00: Se encuentra el contacto con dirección 60°/85°SE entre andesitas basálticas y granodioritas las cuales se relacionan con el intrusivo que se observa en la Geología Regional del sector, con presencia de cuarzo, pirita calcopirita y se destaca pequeñas vetillas de calcosina producto de la oxidación de la calcopirita (Ver Figura 24)



Figura 24. Granodioritas
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.4. Propiedades físico mecánicas de las rocas

Se trabajaron con doce muestras a lo largo de la galería de exploración, cuya distribución y ubicación se detalla en la Tabla 9.

Tabla 9. Ubicación y tipo de roca de las muestras

N° de muestra	Sección	Tipo de roca	Tramo
1	S1	Diorita	0+000.00-0+17.40
2	S2	Brecha	0+17.40-0+48.3
3	S3	Brecha	0+48.3-0+69.07
4	S10	Brecha	0+69.07-0+286.77
5	S19	Brecha	0+286.77-0+326.77
6	S20	Andesita alterada	0+326.77-0+345.77
7	S21	Andesita	0+345.77-0+364.77
8	S23	Andesita	0+364.77-0+402.57
9	S28	Granodiorita	0+402.57-0+485.97
10	S34	Andesita Basáltica	0+485.97-0+634.87
11	S38	Andesita	0+634.87-0+716.67
12	S48	Granodiorita	0+716.67-1+056.00

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

- **Propiedades físicas:**

Peso específico aparente: Las muestras analizadas presentan valores que varían entre 2.5 a 3 gr/cm³. En la Tabla 10 se detallan los valores obtenidos:

Tabla 10. Resultados del peso específico aparente

N°	Sección	Peso de la muestra gr	Peso seco Gr	Peso saturado gr	Peso sumergido gr	Resultado peso aparente gr/cm ³
1	S1	75.47	75.35	75.707	47.262	2.65
2	S2	89.06	88.87	89.283	59.81	3.01
3	S3	74.45	74.331	74.78	49.011	2.88
4	S10	83.38	83.35	83.96	53.77	2.76
5	S19	61.73	61.598	62.115	37.505	2.50
6	S20	91.08	90.578	91.32	58.076	2.72
7	S21	93.22	92.937	93.489	58.758	2.67
8	S23	80.64	80.608	80.84	60.105	3.88
9	S28	63.91	63.856	64.371	40.33	2.65
10	S34	68.97	68.875	69.14	39.648	2.33
11	S38	132	131.969	132.145	85.482	2.82
12	S48	61.46	61.388	61.719	38.847	2.68

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

La Figura 25 muestra la distribución de los datos, en la que la muestra 8 tiene el peso más alto debido a que la roca presenta sulfuros.

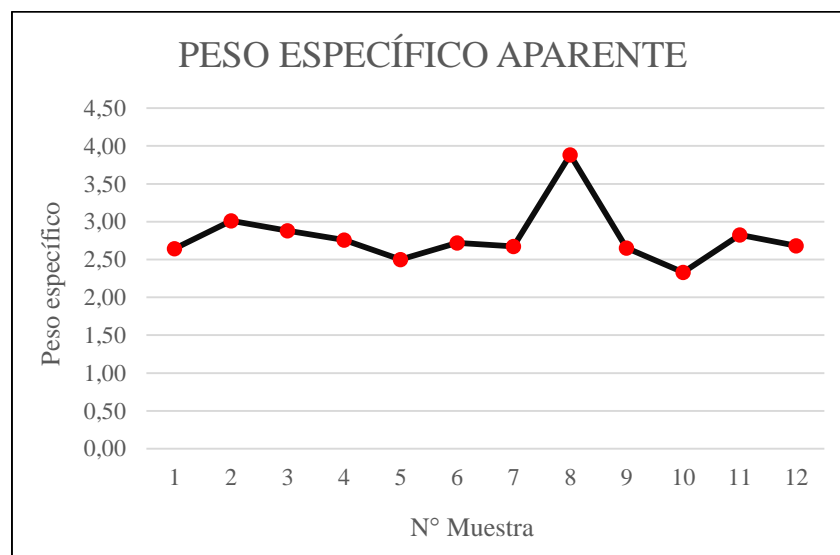


Figura 25. Distribución de los datos de peso específico real

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Peso específico real: En general la densidad de la roca oscila entre 2.6 -2.98 g/cm³, sin embargo, existe una que sobre pasa el valor debido a la alta presencia de minerales polimetálicos. La Tabla 11, presenta los resultados de peso específico real.

Tabla 11. Resultados de peso específico real

N° de muestra	Abscisa	Peso de la muestra gr	Peso del picnómetro gr	Peso picnómetro y agua gr	Peso con muestra gr	Resultado peso específico gr/cm ³
1	S1	33.46	47.58	147.37	168.29	2.66
2	S2	41.58	47.47	147.21	175.33	3.08
3	S3	33.91	47.58	147.37	169.91	2.98
4	S10	31.26	47.47	147.21	167.65	2.89
5	S19	30.11	47.58	147.37	166.12	2.65
6	S20	30.06	47.47	147.21	166.57	2.81
7	S21	30.08	47.58	147.37	166.52	2.75
8	S23	31.53	47.47	147.21	170.72	3.93
9	S28	50	47.47	147.21	178.42	2.66
10	S34	30.11	47.58	147.37	166.6	2.76
11	S38	37.03	47.58	147.37	171.51	2.87
12	S48	30.39	47.58	147.37	166.55	2.71

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

La Figura 26 ilustra la distribución de las muestras, se observa que la muestra 2 y la muestra 3 tienen los valores más altos, debido a su contenido de sulfuros.

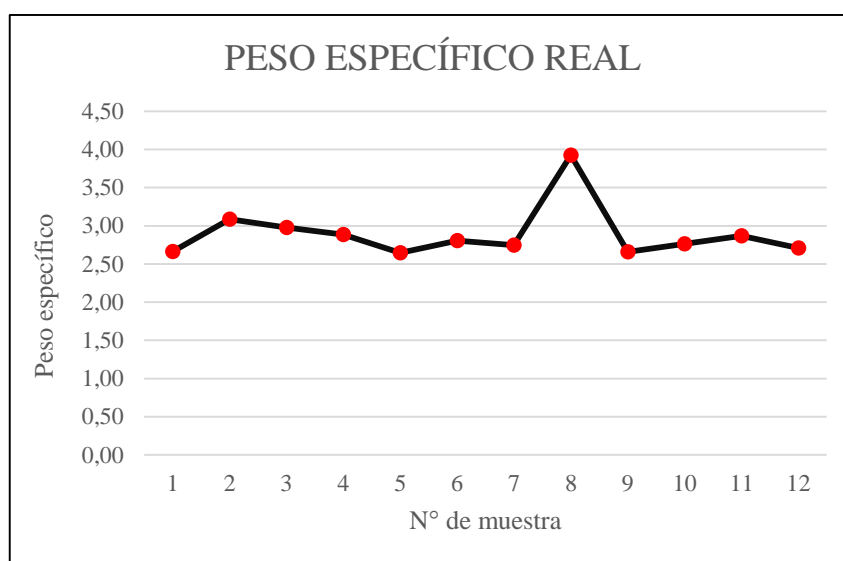


Figura 26. Distribución de los datos de peso específico aparente

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Porosidad: Obtenida a partir de los pesos específicos, se tiene como resultado valores entre 0.7 a 15.61% y de igual forma la porosidad eficaz, presenta valores entre 0.9 a 2.2 %. La Tabla 7, detalla la información obtenida.

Tabla 12. Resultados de porosidad y porosidad eficaz

N° de Muestra	Abscisa	Resultado peso aparente gr/cm ³	Resultado peso específico gr/cm ³	Porosidad	Porosidad eficaz
1	S1	2.65	2.66	0.72	1.26
2	S2	3.01	3.08	2.39	1.40
3	S3	2.88	2.98	3.28	1.74
4	S10	2.76	2.89	4.44	2.02
5	S19	2.50	2.65	5.57	2.10
6	S20	2.72	2.81	3.02	2.23
7	S21	2.67	2.75	2.77	1.59
8	S23	3.88	3.93	1.12	1.12
9	S28	2.65	2.66	0.18	2.14
10	S34	2.33	2.76	15.61	0.90
11	S38	2.82	2.87	1.55	0.38
12	S48	2.68	2.71	1.00	1.45

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

La Figura 27 muestra la distribución de la información obtenida durante los ensayos, se observa que las muestras 5 y 10 tienen los valores de porosidad más altos.

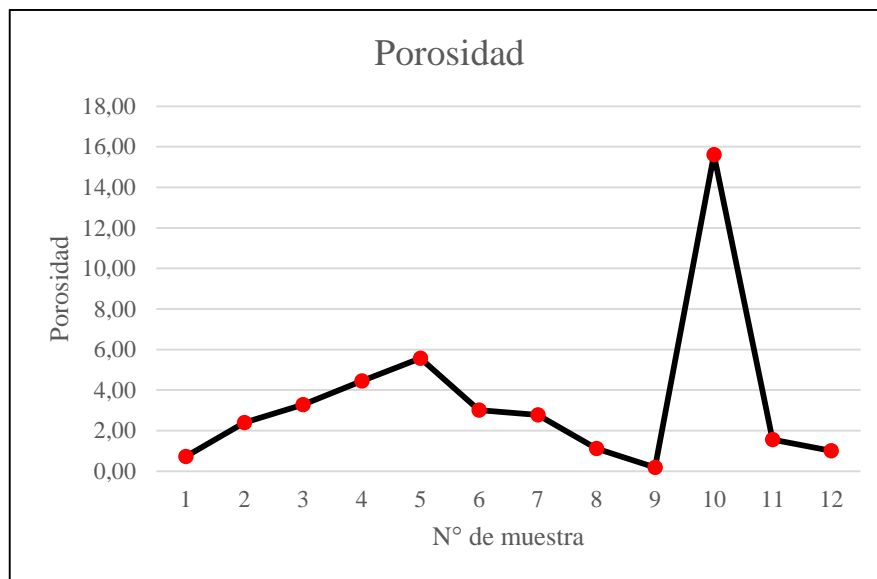


Figura 27. Distribución de los datos de la porosidad

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

- **Propiedades mecánicas**

Resistencia a la compresión simple: La Tabla 8 presenta los resultados del ensayo de compresión, se observa las resistencias calculadas, donde las muestras 1, 9 y 12 equivalentes a rocas dioritas, tienen alta resistencia debido a los sulfuros y su presencia significativa a lo largo del túnel. Por otra parte, las muestras que se obtuvieron en zonas de falla y presencia de agua tienen resistencias menores como el caso de la muestra 8.

Tabla 13. Resultados del ensayo de resistencia a la compresión simple

N° de muestra	Sección	Esfuerzo en N	área del cubo m2	RSC (Mpa)	RSC Calculada (Mpa)
1	S1	0.488	0.0025	113.15	195.20
2	S2	0.3137	0.00255	111.01	123.02
3	S3	0.3225	0.002601	123.21	123.99
4	S10	0.449	0.002295	149.21	195.64
5	S19	0.3131	0.002652	118.04	118.06
6	S20	0.303	0.0025	121.41	121.20
7	S21	0.3933	0.0025	155.26	157.32
8	S23	0.2049	0.0026	78.8	78.81
9	S28	0.4897	0.00255	157.68	192.04
10	S34	0.3721	0.002652	140.26	140.31
11	S38	0	0	0	164.17
12	S48	0.4958	0.0026368	152.8	188.03

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

La Figura 28 muestra la distribución de los datos de resistencia, se observa que no existe correlación y las resistencias son variables al largo del túnel.

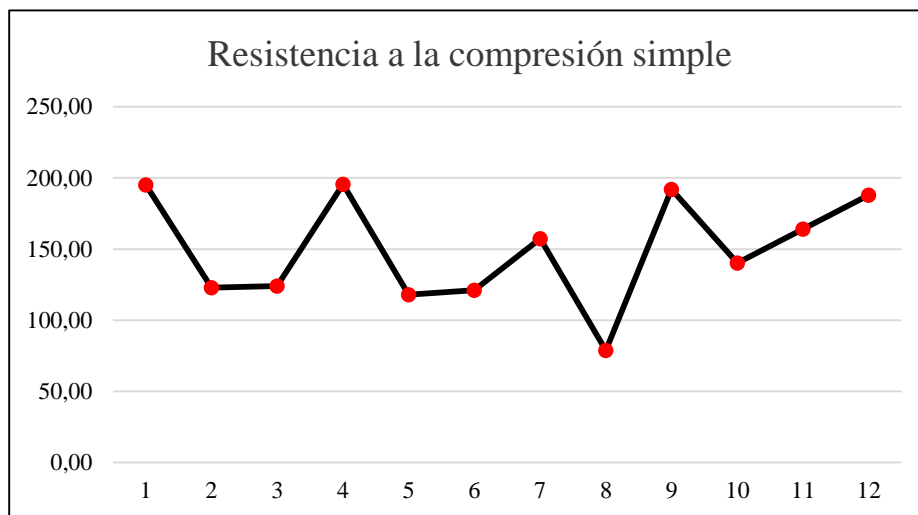


Figura 28. Distribución de los datos de la resistencia a la compresión simple

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

La Figura 29, indica las muestras de roca y como se produjo la rotura durante el ensayo lo cual sirve como guía para la determinación del ciclo de franqueo



Figura 29. Ensayo de compresión simple

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.5. Caracterización geomecánica

La caracterización geomecánica según, RMR y Q de Barton se detalla a continuación:

RQD

El análisis RQD determina la presencia de cinco (5) clases de macizo rocoso a lo largo de la línea del túnel; de esta manera, del total de 48 secciones analizadas se tiene que, las zonas más débiles corresponden a los tramos 0+032.4; 0+266.79; 0+315.8; 0+400.8-0+431.15 y 0+785.7, los tramos restantes corresponden a macizos de regular, buena y excelente calidad. En la Tabla 12, se presentan los resultados agrupados para las diferentes secciones. (Ver Tabla 14).

Tabla 14. Resultados RQD

RESULTADOS RQD			
TRAMO 1	0+000.00-0+032.4	TRAMO 23	0+486.9-0+505.90
RQD	54.87	RQD	100
	MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE I
	Regular		Excelente
TRAMO 2-5	0+036.4-0+096.17	TRAMO 24	0+505.90-0+529.7
RQD	100	RQD	82.15
	MACIZO CLASE I		MACIZO CLASE II
	Excelente		Buena
TRAMO 6	0+096.17-0+106.82	TRAMO 25-27	0+543.7-0+574.7
RQD	57.25	RQD	98.33
	MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE I
	Regular		Excelente
TRAMO 7-8	0+130.08- 0+168.08	TRAMO 28	0+574.70-0+590.00
RQD	93.95	RQD	91.75
	MACIZO CLASE I		MACIZO CLASE III
	Excelente		Regular
TRAMO 9-11	0+172.23- 0+222.23	TRAMO 29	0+590.00-0+602.00
RQD	7.96	RQD	80.21

MACIZO CLASE V		MACIZO CLASE II	
Muy Pobre		Buena	
TRAMO 12	0+222.23 - 0+245.13	TRAMO 30-31	0+627.1- 0+602.00
RQD	87.5	RQD	97.5
MACIZO CLASE II		MACIZO CLASE I	
Buena		Excelente	
TRAMO 13	0+245.00-0+266.79	TRAMO 32	0+602.00-0+673.2
RQD	1	RQD	87.28
MACIZO CLASE V		MACIZO CLASE II	
Muy Pobre		Buena	
TRAMO 14	0+266.79-0+276.79	TRAMO 33-34	0+696.00- 0+701.00
RQD	61.21	RQD	100
MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE I	
Regular		Excelente	
TRAMO 15	0+276.79-0+301.09	TRAMO 35	0+701.00-0+741.00
RQD	76.84	RQD	68.39
MACIZO CLASE II		MACIZO CLASE III	
Buena		Regular	
TRAMO 16	0+301.09-0+315.8	TRAMO 36	0+741.00-0+766.00
RQD	51.84	RQD	81.35
MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE II	
Regular		Buena	
TRAMO 17	0+315.8-0+343.8	TRAMO 37	0+766.00-0+785.7
RQD	37.08	RQD	1
MACIZO CLASE IV		MACIZO CLASE V	
Pobre		Muy Pobre	
TRAMO 18	0+343.8-0+383.8	TRAMO 38	0+785.7-0+811.2
RQD	74.78	RQD	58.72
MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE III	
Regular		Regular	
TRAMO 19-20	0+400.8-0+431.15	TRAMO 39	0+811.2-0+828.8
RQD	10.1	RQD	84.98
MACIZO CLASE V		MACIZO CLASE II	
Muy Pobre		Buena	
TRAMO 21	0+341.15-0+446.9	TRAMO 40	0+837.8-1+065
RQD	48.88	RQD	92.7
MACIZO CLASE IV		MACIZO CLASE I	
Pobre		Excelente	
TRAMO 22	0+446.9-0+486.9		
RQD	61.23		
MACIZO CLASE III			
Regular			

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.1.5.1. RMR: Previamente obtenidos los valores RQD, se realizó el análisis RMR en el que se definió cuatro clases de macizo rocoso a lo largo de la línea del túnel; de esta manera, del total de 48 tramos analizados, se los ha agrupado por clases, encontrando tramos de excelente, aceptable, buena y mediocre calidad.

Actualmente, se encuentran dos zonas de mayor debilidad los tramos 14,17 y 19, mismas que requieren de sostenimiento por seguridad. Los resultados se encuentran descritos en la Tabla 15.

Tabla 15. Resultados RMR

RESULTADOS RMR			
TRAMO 1	0+000.00-0+032.4	TRAMO 18	0+343.80-0+383.8
RMR	58.75	RMR	54.75
	MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE III
	Aceptable		Aceptable
TRAMO 2-5	0+032.4 - 0+096.17	TRAMO 19	0+383.8- 0+400.8
RMR	69.06	RMR	40.00
	MACIZO CLASE II		MACIZO CLASE IV
	Buena		Mediocre
TRAMO 6	0+096.17-0+106.82	TRAMO 20-23	0+416.20-0+505.90
RMR	57.75	RMR	43.86
	MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE III
	Aceptable		Aceptable
TRAMO 7-8	0+130.08 - 0+168.08	TRAMO 24-26	0+529.7 - 0+556.8
RMR	62.65	RMR	64.25
	MACIZO CLASE II		MACIZO CLASE II
	Buena		Buena
TRAMO 9-11	0+172.23- 0+222.23	TRAMO 27-29	0+574.7-0+602.00
RMR	52.00	RMR	57.33
	MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE III
	Aceptable		Aceptable
TRAMO 12	0+222.23-0+245.13	TRAMO 30-35	0+627.1- 0+741.00
RMR	60.50	RMR	65.00
	MACIZO CLASE II		MACIZO CLASE II
	Buena		Buena
TRAMO 13	0+245.13-0+266.79	TRAMO 36-38	0 +766-0+828.80
RMR	45.30	RMR	54.33
	MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE III
	Aceptable		Aceptable
TRAMO 14	0+266.79- 0+276.79	TRAMO 39-45	0+828.8-0+967.4
RMR	38.67	RMR	68.86
	MACIZO CLASE IV		MACIZO CLASE II
	Mediocre		Buena
TRAMO 15-16	0+301.09- 0+315.80	TRAMO 46	1+000.00
RMR	56.13	RMR	83.00
	MACIZO CLASE III		MACIZO CLASE I
	Aceptable		MUY BUENO
TRAMO 17	0+315.8-0+343.80	TRAMO 47-48	1+035.3-1+065
	RESULTADOS RMR		RESULTADOS RMR
RMR	39.67	RMR	81.50
	MACIZO CLASE IV		MACIZO CLASE I
	Mediocre		MUY BUENO

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

El sostenimiento a aplicar según Bienawski varía según el tipo de macizo, de este modo, para las secciones donde se encuentra macizos de Clase I no aplica ningún tipo de sostenimiento, excepto sitios donde existan fracturas predominantes, utilizando pernos ocasionales de 1.20 m. Es posible avanzar secciones completas de 3m. Para los macizos de Clase II, se requieren pernos de 1.60m en los hastiales y en el techo separados 3 m, pudiendo avanzar secciones completas de 1 a 1.5m. En macizos Clase III, se utiliza pernos de 1.80m con separaciones de 2m en el techo y hastiales con malla en el techo. Finalmente, los macizos Clase IV, necesitan pernos de 2.80 con separaciones de 1.5m; malla en el techo y en los hastiales

6.1.5.2. Q de Bartón: Se correlacionaron los resultados de RMR con Q de Bartón en el que se obtuvieron macizos de calidad similar a la clasificación RMR en las que se encuentran valoraciones de muy mala a excepcionalmente buena, señalando que los tramos 9-11, 14,17,18,19-23,36-38, requieren se sostenimiento. En la Tabla 16, se muestran los resultados

Tabla 16. Resultados Q de Bartón

RESULTADOS Q DE BARTÓN			
TRAMO 1	0+000.00-0+032.4	TRAMO 18	0+343.8-0+383.8
Q	5.14	Q	3.30
	Media		Mala
TRAMO 2-5	0+032.4 - 0+096.17	TRAMO 19-23	0+301.09- 0+315.8
Q	16.18	Q	0.81
	Buena		Muy mala
TRAMO 6-8	0+106.82-168.08	TRAMO 24-29	0+529.7 - 0+602.00
Q	6.27	Q	9.48
	Media		Media
TRAMO 9-11	0+172.23- 0+222.23	TRAMO 30-37	0+627.1- 0+741.00
Q	2.43	Q	10.30
	Mala		Buena
TRAMO 12-13	0+245.13-266.79	TRAMO 36-38	0 +766-0+828.80
Q	6.25	Q	3.15
	Media		Mala
TRAMO 14	266.79- 0+276.79	TRAMO 39-45	0+828.8-0+967.4
Q	0.55	Q	15.81
	Muy mala		Buena
TRAMO 15-16	0+301.09- 0+315.8	TRAMO 46	1+000.00
Q	3.84	Q	76.11
	Mala		Extremadamente Buena
TRAMO 17	0+315.8-0+343.8	TRAMO 47-48	1+035.3-1+065
Q	0.62	Q	64.43
	Muy mala		Extremadamente Buena

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

El sostenimiento a aplicar según el Índice Q varía de acuerdo al factor de seguridad, ESR (0.50) y a la altura de la sección (1.70), de tal manera que para macizos de extremadamente

buena, buena y media no requiere sostenimiento, sin embargo para macizos de mala calidad se debe considerar el sostenimiento con pernos de anclaje de 2m a 1.8m de espaciado y 2m de longitud con hormigón proyectado de 4 a 10 cm, finalmente, para macizos de muy mala calidad utilizar pernos de 1.8 a 1.9m, espaciado de 1.6m y hormigón proyectado con fibras, 9 a 12cm.

Para mayor detalle revisar el Anexo 8. Clasificación del macizo rocoso.

6.1.5.3. Análisis Cinemático: En los tramos 14,17,19-20, debido al grado de fracturamiento y calidad del macizo rocoso, se realizó el análisis cinemático de familia de las juntas, con más énfasis en las que se forman en el techo. En las Figura 30, 31, 32; se detallan las zonas a fortificar.

Tramo 14.

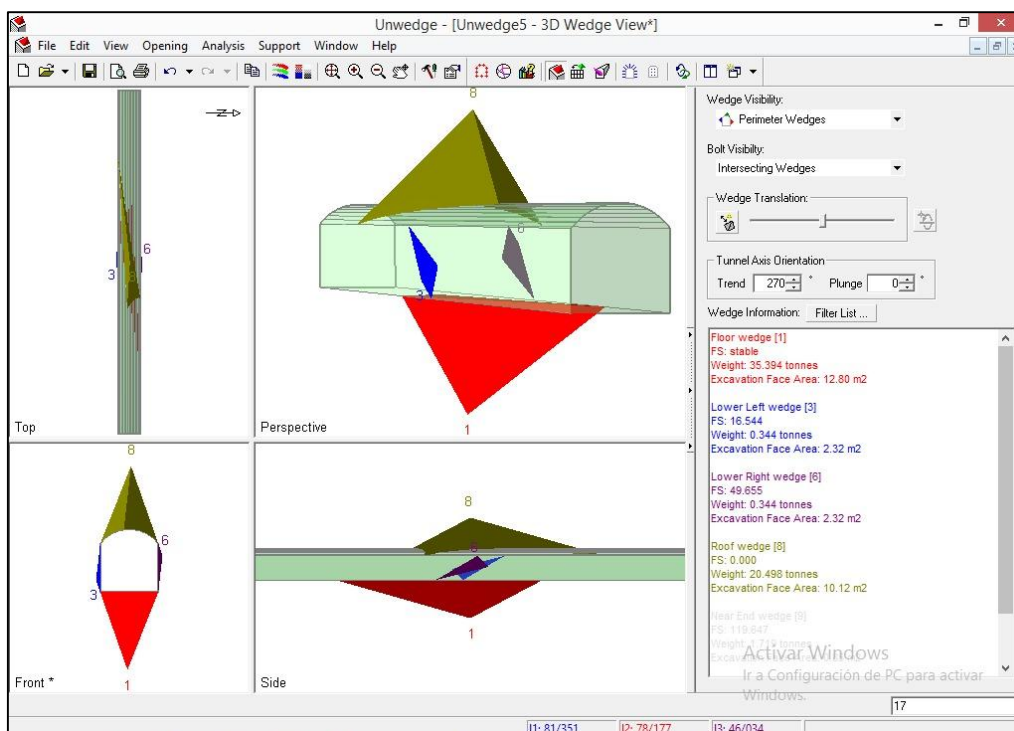


Figura 30. Análisis cinemático del tramo 14
Nota: Realizado en el programa Unwedge,(2023)

Tramo 17:

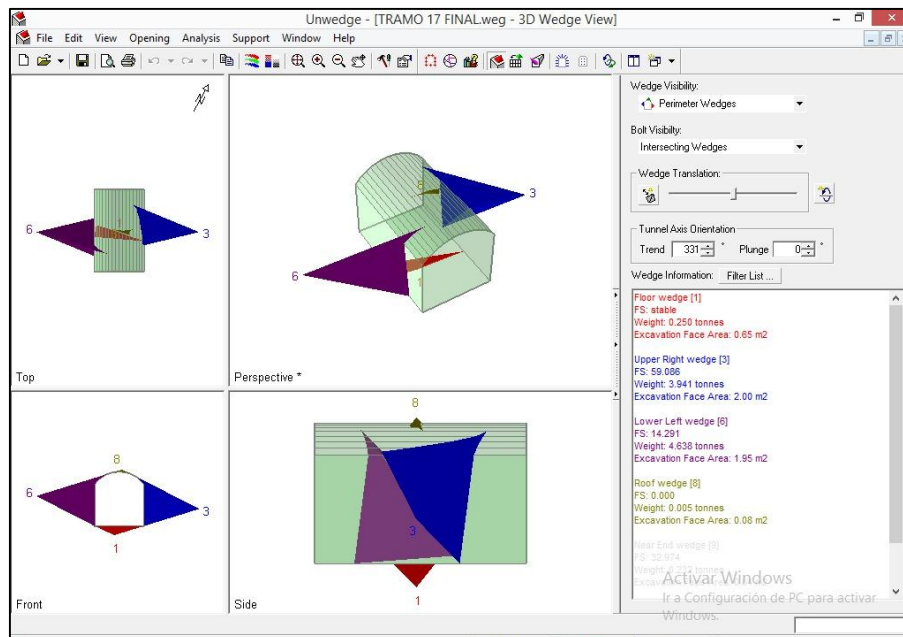


Figura 31. Análisis cinemático del tramo 17

Nota: Realizado en el programa Undwedge,(2023)

Tramo 19

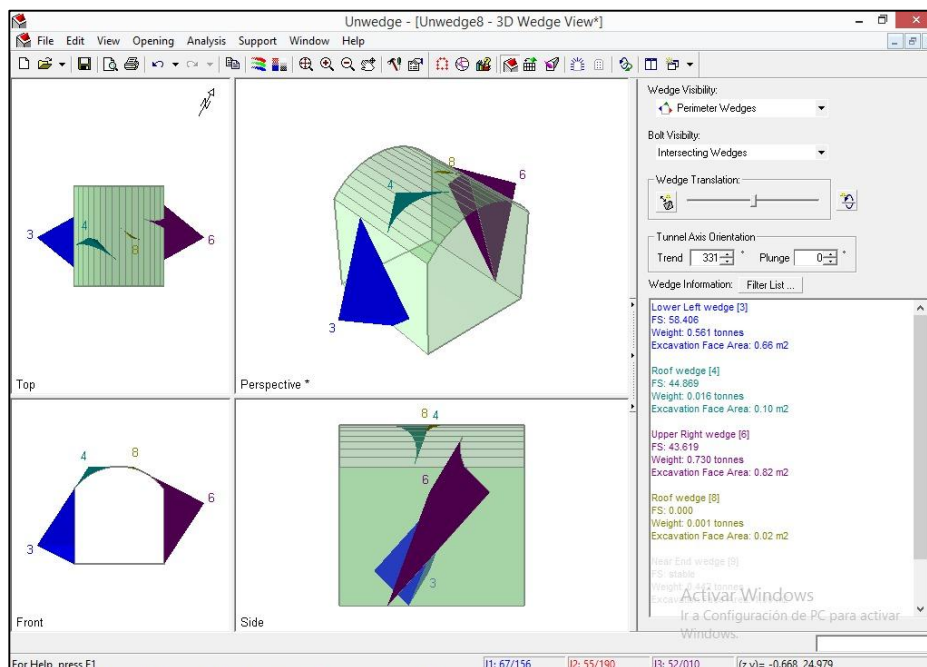


Figura 32. Análisis cinemático del tramo 19-20

Nota: Realizado en el programa Undwedge,(2023)

Del análisis se establece que la zona que requiere sostenimiento con pernos de anclaje es el techo, para la cual su distribución espacial estará en base a las recomendaciones de Bienawski y Q de Bartón, que se propone para este trabajo de investigación. En la Figura 33 se ilustra la ubicación de los pernos.

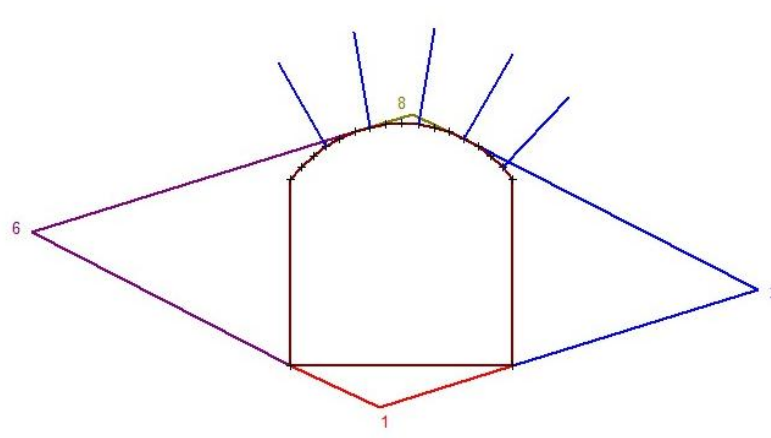


Figura 33. Ubicación de los pernos de anclaje
Nota: Realizado en el programa Undwedge,(2023)

6.2. Resultados del segundo objetivo: Diseño de la galería principal de transporte

Actualmente se encuentra en ejecución el franqueo de una galería de exploración, cuyas dimensiones no cumplen con la sección mínima para utilizarla como galería de transporte, en virtud de ello, se propone el siguiente diseño con el objetivo de que sirva de conexión entre el yacimiento y la superficie, por otra parte, debe permitir el alojamiento de equipo y maquinaria requerida para mejorar la productividad. A partir de la abscisa 1+056.00 se proyecta la continuidad de la galería con 217 metros y azimuth N-S, cumpliendo el propósito de llegar a las estructuras minerales que se encuentran en esa dirección.

6.2.1. Diseño de la sección

El diseño de la sección depende de la maquinaria a utilizar, para ello se ha seleccionado una locomotora de 1.60 metros de alto por 1.20 de ancho cuyas dimensiones características son las siguientes.

a. Para el ancho

Holgura de seguridad (m): 0.20 m

Número de vías (K): 1

Mayor ancho de los medios de transporte utilizados (A): 0.60m

Espacio entre los medios de transporte (p): 0.25 m

Ensanchamiento de la excavación por el lado del transporte a causa de la curvatura de los peones: $a_1 = (h_o - h_c)tg \alpha_1$

$$a_1 = (1.82 - 0.77)tg15^\circ = \mathbf{0.28 \text{ m}}$$

Altura del medio de transporte al nivel del pie del arco: $h_o = h + h_B + h_R$

$$h_o = 1.60 + 0.10 + 0.12 = 1.82$$

Altura del medio del medio de transporte desde la cabeza de los rieles (h): 1.60 m

Espesor de la capa de balasto (hb): 0.10 m

Altura desde la capa de balasto a la cabeza de los rieles (hR): 0.08m

Altura de la parte recta del apoyo (hc): 0.77

Ángulo de transición de la parte recta de los apoyos a la curva (α_1): = 15°

Espacio (holgura) para el paso del personal: $n = 0.7 + (1.8 - h - h_R)cot \alpha$

$$n = 0.7 + (1.80 - 1.60 - 0.08) cot 80^\circ = \mathbf{0.72 \text{ m}}$$

Ensanchamiento por el lado de paso de personal: $a_2 = (h_p - h_c)tg \alpha_1$

$$a_2 = (1.90 - 0.77)tg(15^\circ) = \mathbf{0.30 \text{ m}}$$

Altura del paso libre del personal: $h_p = 1.80 + h_B = h_p = 1.80 + 0.10 = 1.90 \text{ m}$

Angulo de inclinación de los peones α : 80°

Ancho de la galería

$$B_o = m + KA + p + n + a_1 + a_2$$

$$B_o = 0.20 + (1 * 0.60) + 0.25 + 0.71 + 0.30 + 0.33 = 2.34 \text{ m}$$

Considerando la ubicación de los servicios, rieles, maquinaria y paso del personal, el ancho de la galería se ajusta a **2.30**. Sin embargo, para el alto se considera el ancho real.

b. Para el alto

$$\text{Altura de la galería } hl = \frac{B_o}{2} + 1.3 = hl = \frac{2.34}{2} + 1.3 = \mathbf{2.47 \text{ m}}$$
 Ajustado a 2.50

$$\text{Altura de la bóveda: } h_0 = \frac{B_o}{4} = \frac{2.30}{4} = 0.58 \text{ m}$$

c. Radio

$$\text{Radio mayor: } R = 0.693 * B_o = 0.693 * 2.30 \text{ m} = \mathbf{1.59 \text{ m}}$$

$$\text{Radio de las esquinas será } r = 0.262 * B_o = 0.262 * 2.30 \text{ m} = 0.60 \text{ m}$$

d. Sección útil

$$\text{Sección útil ancho: } S_1 = B_o * (hl + 0.26 * B_o) = 2.30 * (2.50 + (0.26 * 2.30)) = \mathbf{7.12}$$

m

Sección útil alto: $S_2 = 2hl + 2.33 * B_0 = S_2 = 2(2.50) + 2.33 * 2.30 = 10.35$ m

El diseño propuesto consiste en una sección de 2.50 m de alto por 2.30 m de ancho, en la cual se van a incluir servicios de agua, energía eléctrica, aire comprimido y drenaje. La Figura 34, detalla el diseño.

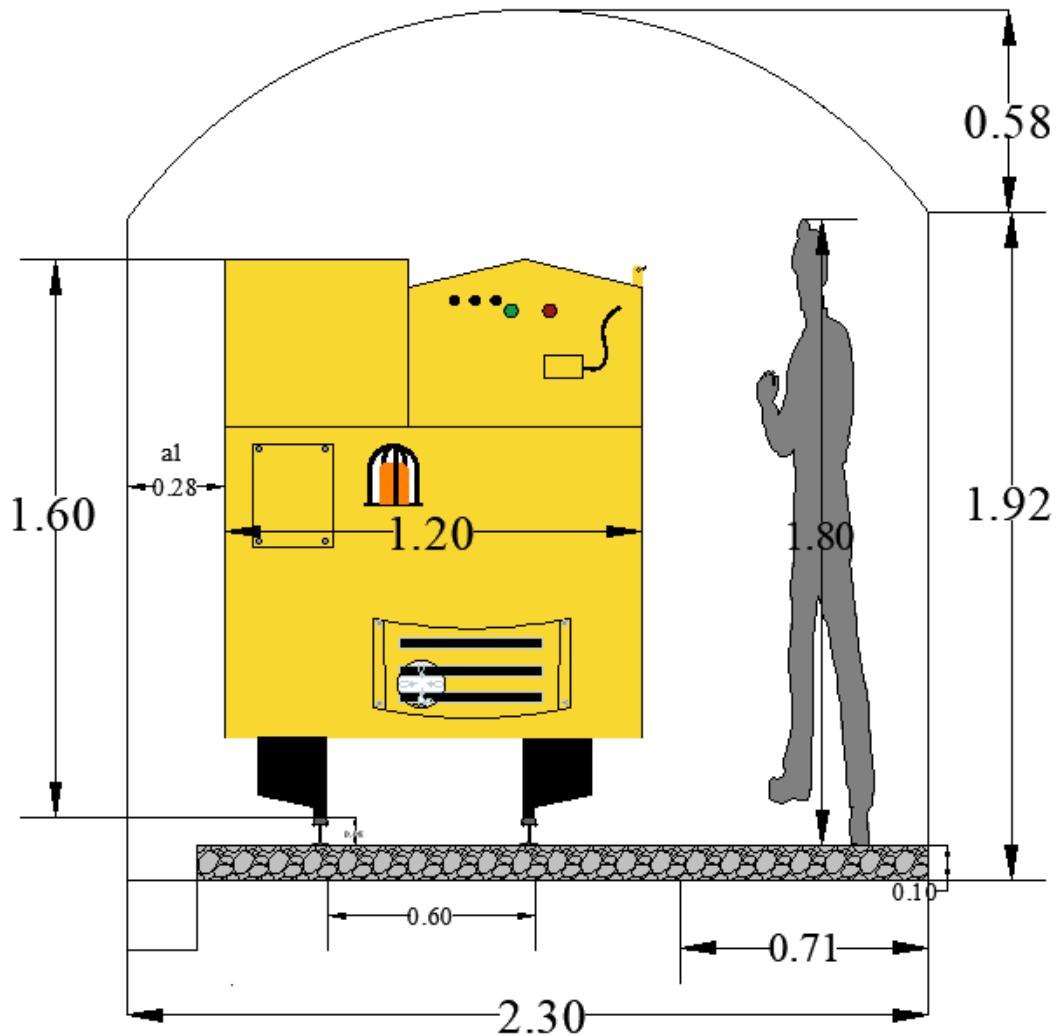


Figura 34. Diseño de la sección
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Cálculo del área

Para el cálculo del área se considera el cuadrado y la bóveda como lo indica la Figura 35.

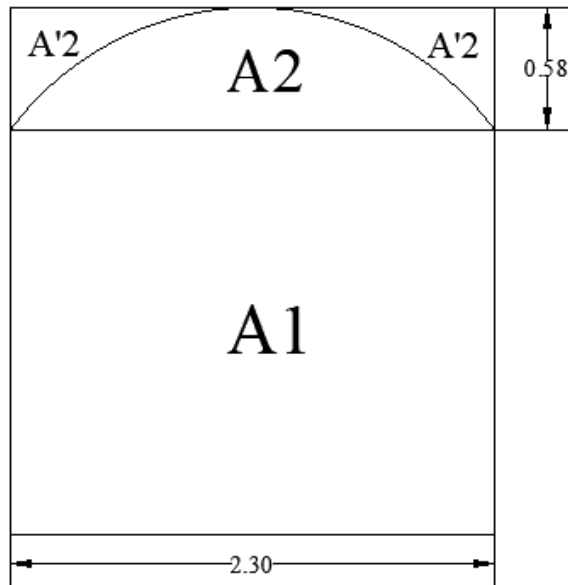


Figura 35. Áreas de cálculo

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Área 1 cuadrado: $B * H = 2.30 * 1.90 = 4.37 \text{ m}^2$

Área 2 bóveda: $A'2 = B * H = 2.30 * 0.58 = 1.33 \text{ m}^2$

$$A'2 = \frac{B * H}{3} = \frac{1.10 * 0.58}{3} = 0.21$$

Área 2 total: $A2.1 - (2 * A2.2) = 1.33 - (2 * 0.21) = 1.21 - 0.40 = 0.91 \text{ m}^2$

Volumen Total: $A1+A2 = 4.37 + 0.91 = 5.28 \text{ m}^2$

Tonelaje: $V * Pe = 5.28 * 2.71 = 14.30 \text{ Ton} * 217 \text{ m} = 3103.10 \text{ Ton}$

6.2.2. Diseño de cruces

El Art 41 del Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el Ámbito Minero, literal i menciona; “Cada 150 o 200 metros, se construirán accesos laterales adicionales, o cruces para vehículos, tomando en cuenta el vehículo más grande en la mina, para facilitar el paso acorde a los vehículos de ida y vuelta, considerando además un área para la construcción de cunetas para drenaje”. (ARCERNNR, 2020, p. 30). Se plantea mantener las dimensiones propuestas para la ejecución de la galería y se ubicarán cada 150 metros con una profundidad de 4 metros, considerando que la longitud de excavación adicional que se necesita para cortar la estructura mineral está a 217 m, se determinó un solo cambio.

6.2.3. Diseño de refugios

El Art 69.- Salvamento del Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el Ámbito Minero, literal e menciona; “En el caso de minería subterránea, se deberá contar con estaciones de supervivencia (refugios) por cada nivel, dotadas con equipos para primeros auxilios, comunicación, equipos auto contenidos, alimentos y agua potable para todo el personal para permitir la subsistencia durante al menos 48 horas” (ARCERNNR, 2020, p. 37).

Este refugio se debe construir en un punto medio considerando la longitud de la galería de 1273 m ubicándose a 636.5 m desde la entrada (0+000.00), sin embargo, durante el proceso constructivo se tiene la presencia de antiguos cruces, como lo señala el levantamiento interior mina (Ver Anexo 4), y se encuentra localizado en la abscisa 0+639.92 m desde la bocamina, esto con la finalidad de optimizar costos.

La sección del refugio puede mantener sus dimensiones actuales: 2 m de alto con 1.50m de ancho y 6m de profundidad (Ver Figura 36). Para su adecuación se considera revestimiento de hormigón ya que debe estar seguro de cualquier desprendimiento de roca y goteos. Su equipamiento consiste de agua, oxígeno, alimentos no perecibles, una camilla, un botiquín de primeros auxilios y comunicación con superficie.

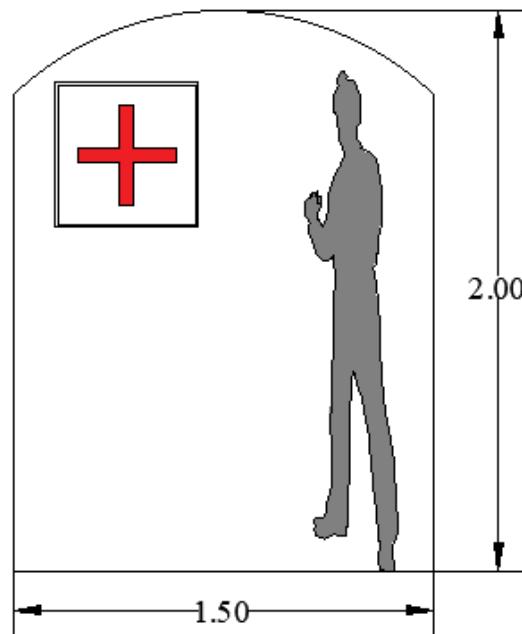


Figura 36. Diseño de refugios
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.2.4. Ciclo de trabajo

El ciclo de trabajo para la excavación de la galería principal de transporte, se detalla a continuación:

6.2.4.2. Cálculo del caudal aire comprimido

El aire comprimido es utilizado en las obras de construcción del túnel, ya sea para las actividades de perforación como para el transporte, mismas que utilizan máquinas neumáticas, es por ello que determinó el caudal de aire necesario.

Perforación

La empresa cuenta con una máquina perforadora YT 27 conformada por un sistema de rotoperforación, por lo que se detalla la necesidad de aire, considerando las siguientes especificaciones (Ver Tabla 17).

Tabla 17. Especificaciones YT 27

Máquina YT 27	
Consumo de aire	80 L/S; 169 CFM
Diámetro del pistón	80 mm
Carrera de pistón	60 mm
Diámetro manguera de aire	25 mm
Diámetro manguera de agua	13 mm

Nota: Atlas Copco, (2023)

$$Q = \frac{\text{Volumen/ciclo} * 60 \text{ seg/min} * Rp}{10^6 * T} \text{ [m}^3\text{/min]}$$

$$Q = \frac{333.79 * 60 \text{ seg/min} * 8}{10^6 * 0.03} = 5.34 \text{ [m}^3\text{/min]} \cong 118.58 \text{ CFM}$$

Donde:

$$\text{Volumen/ciclo} = (A + A') * L \text{ [cm}^3\text{]}$$

$$\text{Volumen/ciclo} = (33.64 + 21.99) * 6 = 333.78 \text{ [cm}^3\text{]}$$

A: Área del émbolo en viaje de trabajo

$$A = \pi * r^2(\text{cabeza pistón}) - \pi * r^2(\text{cuello barra estriada}) \text{ [cm}^2\text{]}$$

$$A = \pi * 4^2 - \pi * 2.30^2 = 33.64 \text{ [cm}^2\text{]}$$

A': Diámetro del cuello del embolo

$$A = \pi * r^2(\text{cabeza pistón}) - \pi * r^2(\text{cuello de pistón}) \text{ [cm}^2\text{]}$$

$$A = \pi * 4^2 - \pi * 3.81^2 = 21.99 [cm^2]$$

L: Longitud de la carrera = 6 cm

Rp: Relación de presión del aire comprimido al aire atmosférico generalmente 8:1

T: sumatoria de tiempo de carrera de trabajo y tiempo de carrera de regreso [seg]= 0.033 seg

Transporte (Pala neumática): Según especificaciones requiere de 250 CFM

$$Q_R = \sum nQ_1 + nQ_2 + \dots + nQ_n$$

$$Q_R = (3 \text{ máquinas} * 118) + 250 = 604 \text{ CFM}$$

Elección de la tubería

Para elegir una tubería se considera la necesidad de proporcionar aire a la presión requerida y el menor costo. La siguiente tabla proporciona tamaños recomendados de tuberías para transmisión de aire, considerando el cálculo de aire y la longitud total de la galería de 1356 m, se elige un diámetro de 5”.

Tabla 18. Diámetro de tuberías según volumen de aire

Volumen de aire CFM	Longitud de tubo FT				
	50-200	200-500	500-1000	1000-2500	2500-5000
	Tamaño nominal del tubo, pulg				
30-60	1	1	1 ¼	1 ½	1 ½
60-100	1	1 ¼	1 ¼	2	2
100-200	1 ¼	1 ½	2	2 ½	2 ½
200-500	2	2 ½	3	3 ½	3 ½
500-1000	2 ½	3	3 ½	4	4 ½
1000-2000	2 ½	4	4 ½	5	6
2000-4000	3 ½	5	6	8	8
4000-8000	6	8	8	10	10

Nota: Peurifoy y Leroy (1995)

Cálculo pérdida de aire

Al transmitir el aire de un compresor al equipo es necesario limitar la caída a lo largo de la línea si no se toma esta precaución, la presión puede caer más debajo de aquella para lo cual se diseñaron los equipos neumáticos y ello se deriva en disminución de la productividad, es por ello que, al considerar la pérdida de aire por la profundidad se determinó dicho valor, considerando el compresor marca DENAIR (DA-110) adquirido por la empresa, con las siguientes especificaciones (Ver Tabla 19)

Tabla 19. Especificaciones del compresor de aire

Compresor de aire	
Presión máxima de trabajo	8.5 bar; 125 psi; 0.85 Mpa
Entrega de aire	19.98 m ³ /min; 708 cfm; 333 l/s
Potencia del motor	110 kW; 150 hp
Diámetro manguera de aire	25 mm
Diámetro manguera de agua	13 mm

Nota: Air Compressor | Industrial Air Compressors - DENAIR Compressor, (2016)

A continuación, se detalla la pérdida de presión del aire tomando en cuenta la Ley de Darcy-Weisbach

$$\Delta p = \frac{f * l * v^2 * \rho}{2d} = \Delta p = \frac{0.015 * 1356 * 24.86^2 * 1.204}{2(0.13)} = 58\ 211.17\ Pa$$

$$\cong 0.06\ Mpa; 8.7\ PSI$$

Donde:

d: Diámetro Interno Tubería 0.13 m

l: Longitud de la Tubería 1356 m

ρ : Densidad = 1.204 (kg/m³)

v: Velocidad del Aire (m/s)

$$v = \frac{4 * Q_{compresor}}{\pi * D^2} = \frac{4 * 0.33}{\pi * 0.13^2} = 24.86\ m/s$$

f: Coeficiente de Fricción

$$Re = \frac{v * D}{\mu} = \frac{24.86 * 0.13}{1.45 * 10^{-5}} = 222\ 882.76$$

μ : Viscosidad del aire = 1.42*10⁻⁵

$$f = \frac{0.25}{\left[\log \left(\frac{\varepsilon}{3.71 * D} + \frac{5.74}{Re^{0.9}} \right) \right]^2} = \frac{0.25}{\left[\log \left(\frac{1.5 * 10^{-6}}{3.71 * 0.13} + \frac{5.74}{222\ 882.76^{0.9}} \right) \right]^2} = 0.015$$

ε : para PVC = 0.0015

Las máquinas necesitan un mínimo de presión para funcionar en el caso de la perforadora 90 PSI y de la pala neumática 120 PSI, con el cálculo previo la pérdida de aire equivale a 7% sin considerar las fugas que se producen en las uniones lo que aumentaría este porcentaje,

al no cumplir con las exigencias se debe optar por colocar un reservorio de aire (pulmón) que almacene el aire y lo envíe con la misma presión.

El pulmón almacena aire comprimido cuando el compresor no puede abastecer el caudal de manera directa también sirve como para amortiguador para compensar las variaciones de presión, ambas condiciones se tienen en el proyecto debido a que a cierta distancia el compresor no abastece debido, a la longitud y a las pérdidas de presión, por lo que se ha determinado que a 800 metros la pérdida es del 2%, de esta manera el tanque se ubicará en un antiguo cambio ubicado en la abscisa 0+860.00 (Ver Anexo 9)

6.2.4.3. Perforación y voladura

Elección del explosivo: Se seleccionó en base al tipo de roca en este caso se trata de granodioritas de fortaleza 19.17. Las dimensiones de la sección son de 2.30m de ancho por 2.50 de alto, también considerando la presencia de fracturas de agua cerca, por lo que se recomienda el uso de explosivos de gran capacidad rompedora, que permitan fragmentar y desplazar rocas de alta resistencia. En la Tabla 20, se describen las características del explosivo.

Tabla 20. Elección del tipo de Explosivo

ELECCIÓN DEL EXPLOSIVO	
Tipo de explosivo	EMULNOR 3000
Peso del cartucho	0.123 kg
Largo	0.18 m
Diámetro del explosivo	0.025 m
Potencia relativa del explosivo	100 m/s
ELECCIÓN DEL EXPLOSIVO	
Densidad del explosivo	1.14 gr/cm ³
Velocidad de detonación	4400 m/s
Densidad del ANFO	0.80 gr/cm ³
Velocidad de detonación del ANFO	2500 m/s

Nota: Emulnor® - Famesa, (2016)

$$\text{Potencia Relativa con Respecto al ANFO: } \left(\frac{d_{exp} * v_d^2}{d_{ANFO} * V^2} \right)^{\frac{1}{3}} = \left(\frac{1.14 * 4400^2}{0.80 * 2500^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

$$PR_{PANFO} = 1.14$$

Cálculo para determinar la longitud de la mecha

Iniciador: Fulminante con Mecha Lenta

Datos:

Longitud de mecha referida = 1m

Tiempo de quemado (t) = 3 min

Distancia hasta el refugio más cercano (e) = 200 m

Tiempo de llegada del personal hasta el refugio (t₂) = 5 min

$$\text{Velocidad de quemado} = \frac{e}{t} = \frac{1 \text{ m}}{3 \text{ min}} = 0.33 \text{ m/min}$$

$$\text{Longitud de mecha} = v * t_2 = 0.33 \text{ m/min} * 5 \text{ min} = 1.65 \text{ m}$$

Por seguridad se considera **1.80 metros**

Cálculo del pasaporte: Se lo realiza en función a las siguientes características: del túnel, del explosivo y de la roca. Con ello se busca obtener las cuatro secciones del cuele, alzas, hastiales y arrastres.

Características del túnel

Ancho del túnel (AT): 2.30 m

Alto del túnel: 2.50 m

$$r = 0.58$$

$$\text{Perímetro: } 4\sqrt{A * H} = 4 * \sqrt{2.30 * 2.50} = 9.59 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen de roca excavada: } V = \text{Asección} * \text{Avance} = 5.28 * 1.47 = 7.76 \text{ m}^3$$

Características de la roca

Tipo de roca: Granodioritas

Peso específico: 2.71 tn/m³

Resistencia de la roca (RC): 188.03 MPa

Constante de la roca: Para este valor se toma en consideración factores como:

1. Descripción del macizo (RMD): 50.00
2. Espaciamiento entre planos de juntas (JPS): 50.00
3. Orientación de planos de juntas (JPO): 40.00
4. Influencia del peso específico (SGI): $(25 * Pe) - 50 = (25 * 2.7 \text{ tn/m}^3) - 50 = 17.50 \text{ tn/m}^3$
5. Ratio de resistencia (RSI): $0.05 * RC = 0.05 * 188.03 \text{ MPa} = 9.40$
6. Índice de volabilidad (BI): $0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$:

$$0.5(50.00 + 50.00 + 40.00 + 17.50 + 9.40) = 83.45 \text{ kg/m}$$

Consumo específico (CE): $0.04 \cdot BI = 0.04 \cdot 63.45 = 3.34 \text{ kg/m}$

Constante de la roca: $(0.8784 \cdot CE) + 0.0052 = (0.8784 \cdot 2.54) + 0.0052 = \mathbf{2.94 \text{ Kg/m}}$

Características del Barreno

Longitud del barreno: 1.60 m

Avance (A): *Largo del barreno * Eficiencia de perforación*

$$\text{Avance} = 1.60 \cdot 0.92 = \mathbf{1.47 \text{ m}}$$

Eficiencia de perforación: 90%

Diámetro de perforación elegido en función a la broca (D1) = 0.036 m

Diámetro de taladro vacío (D2) = 0.036

$$\text{Volumen de roca excavada } V: S \cdot A = 4.59 \text{ m}^2 \cdot 1.47 \text{ m} = \mathbf{6.75 \text{ m}^3}$$

Número de barrenos aproximado: $N^{\circ}tal = \frac{P}{K} + C \cdot (AT \cdot H)$

$$N^{\circ}tal = \frac{9.29}{0.40} + 2.23 \cdot (2.20 \cdot 2.45) = \mathbf{35}$$

Longitud de retacado (T): $10 \cdot D1 = 10 \cdot 0.036 = 0.36 \text{ m}$

Longitud de carga (Lc): $\text{Avance} \cdot L_{expl} = 1.47 \cdot 0.1778 = 1.29 \text{ m}$

Error de perforación:

Error de perforación: $(\alpha \cdot L + e') = (0.001 \cdot 1.47) + 0.001 = 0.025$

Desviación angular: 1 mm

Error de emboquille (e'): 1 mm

Cálculo de secciones

CUELE

Se diseñó una malla con cuele de cuatro secciones

Sección 1

Burden máximo (B): $B1 = 1.5D2 = 1.5 \cdot (0.036) = \mathbf{0.09 \text{ m}}$

Burden práctico: $BZ = B - Ep = 0.09 - 0.025 = \mathbf{0.07 \text{ m}}$

Espaciamiento entre barrenos: $Ah = \sqrt{2}(B1 - Ep) = \sqrt{2}(0.08 - 0.025) = \mathbf{0.10 \text{ m}}$

Longitud carga de fondo: $L_f = 1.25 * B_z = 1.25 * 0.07 = \mathbf{0.09 \text{ m}}$

Longitud carga de columna: $L_c = L - l_f - 10D_1 = 1.47 - 0.09 - (10 * 0.036) = \mathbf{1.03 \text{ m}}$

Concentración de carga lineal (q1): $55D_1 \left[\frac{B}{D_2} \right]^{1.5} * \left[B - \frac{D_2}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right] * \frac{1}{PRPANFO} =$

$$55 * 0.036 \left[\frac{0.09}{0.036} \right]^{1.5} * \left[0.09 - \frac{0.036}{2} \right] * \left[\frac{2.94}{0.4} \right] * \frac{1}{1.14} = \mathbf{0.40 \text{ kg/m}}$$

Número de cartuchos: $N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.40 * \frac{3}{4} * 1.47}{0.123} = \mathbf{3/\text{barreno}}$

Número de barrenos: **4**

Sección 2: Primera Ayuda

Espaciamiento entre barrenos = $A_h = \sqrt{2} * (B_1 - E_p) = \sqrt{2} * (0.09 - 0.025) = \mathbf{0.10 \text{ m}}$

Al graficar entre un barreno y otro espacio es muy extenso por lo que se ajusta a 0.07 m.

Burden 2: $B = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah * q_1 * PRPANFO}{D_1 * c}} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.10 * 1.14 * 0.40}{0.036 * 2.94}} = \mathbf{0.06 \text{ m}}$

Burden práctico: $BZ = B - E_p = 0.06 - 0.025 = \mathbf{0.03 \text{ m}}$

Longitud carga de fondo: $L_f = 1.25 * B_z = 1.25 * 0.030 = \mathbf{0.40}$

Longitud carga de columna: $L_c = L - l_f - 10D_1 = 1.47 - 0.40 - (10 * 0.036) = \mathbf{1.07 \text{ m}}$

Concentración de carga lineal (q2): $55D_1 \left[\frac{B}{D_2} \right]^{1.5} * \left[B - \frac{D_2}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right] * \frac{1}{PRPANFO} =$

$$55 * 0.036 \left[\frac{0.027}{0.036} \right]^{1.5} * \left[0.027 - \frac{0.036}{2} \right] * \left[\frac{2.94}{0.4} \right] * \frac{1}{1.14} = \mathbf{0.13 \text{ kg/m}}$$

Número de cartuchos: $N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.35 * \frac{3}{4} * 1.47}{0.123} = \mathbf{4/\text{barreno}}$ se ajustan a 3

Número de barrenos: **4**

El método para calcular los barrenos de las siguientes secciones es igual, a continuación, se muestran los resultados.

Sección 3: Segunda Ayuda

Tabla 21. Resultados segunda ayuda

SEGUNDA AYUDA	
Espaciamiento entre taladros	0.08 m
Burden	0.05
Burden práctico	0.06 m
Longitud carga de fondo (lf)	0.07 m
Longitud carga de columna (lc)	1.04 m
Concentración de carga lineal (q3)	0.27 kg/m
SEGUNDA AYUDA	
Número de cartuchos	3
Número de barrenos	4

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Sección 4: Tercera Ayuda

Tabla 22. Resultados tercera ayuda

TERCERA AYUDA (CUELE)	
Burden 4	0.05 m
Espaciamiento entre taladros	0.09 m
Burden práctico	0.03 m
Longitud carga de fondo (lf)	0.07 m
Longitud carga de columna (lc)	1.05 m
Concentración de carga lineal (q4)	0.08 kg/m
Número de cartuchos	1
Número de barrenos	4

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

ARRASTRES

Para contorno, alzas y arrastres se debe considerar los siguientes factores:

$$\text{Constante Corregida: } \bar{c} = c + \frac{0.07}{B} \text{ para } \textit{burden} < 1.4 \text{ m} = 2.23 + \frac{0.07}{0.08} = 3.69$$

Factor de fijación: 1.45

Relación entre el espaciamento y la piedra S/B: 1

Ángulo de realce: -8°

$$\text{Burden: } B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f(S/B)}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.40 * 1.14}{3.69 * 1.20 * 1.00}} = \mathbf{0.26 \text{ m}}$$

$$\text{Burden práctico: } B_z = B - L \times \text{sen } \gamma - Ep = 0.26 - 1.47 * \text{sen} 8^\circ - 0.025 = \mathbf{0.49 \text{ m}}$$

$$\text{Número de barrenos: } N^\circ b = \frac{AT + 2L * \text{sen } \gamma}{B} + 2 = N^\circ b = \frac{2.20 + 2(1.47) * \text{sen}(8)}{0.26} + 2 = \mathbf{5}$$

$$\text{Espaciamento de barrenos centrales: } S_z = \frac{AT + 2L * \text{Sen } \gamma}{N^\circ B - 1} = \frac{2.2 + 2(1.47) * \text{Sen}(-8^\circ)}{7 - 1} \mathbf{S_z = 0.41 \text{ m}}$$

Espaciamiento entre barrenos del rincón: $S'_z = S_z - L \times \text{sen } \gamma = S'_z = 0.45 - 1.47 \times \text{sen}(10^\circ)$

$$S'_z = 0.20\text{m}$$

Longitud carga de fondo: $Lf = \frac{L}{3} = \frac{1.47}{3} = 0.49 \text{ m}$

Longitud carga de columna: $Lc = L - lf - 10D1 = 1.47 - 0.49 - 10 \times 0.036 = 1.06 \text{ m}$

Concentración de carga lineal: $q5 = 90 * D1^2 = 0.12 \text{ kg/m}$

Número de cartuchos $Nc = \frac{q \cdot \frac{3}{4} \cdot L}{We} = \frac{0.09 \cdot \frac{3}{4} \cdot 1.47}{0.123} = 1 \text{ /barreno}$

CONTORNO

Para el cálculo del contorno se consideran los siguientes datos:

Constante de la roca corregida 3.69

Factor de fijación: 1.45

Relación entre el espaciado y la piedra: 1.25

Angulo de realce: 8°

CORONA

Espaciamiento: $Ah = 15 D1 = 15 \times 0.036 = 0.58 \text{ m}$

Para que quede en el centro, se ajustó a espaciado entre 0.82 cm

Burden: $\frac{B}{E} = \frac{0.14}{0.54} = 0.14 \text{ m}$

Burden práctico: $Bz = 0.14 - 1.47 * \text{sen } 10 - 0.025 = 0.12 \text{ m}$

Número de barrenos: $N^\circ b = \frac{AT+2L \times \text{sen } \gamma}{B} + 2 = N^\circ b = \frac{2.20+2(1.47) \times \text{sen}(10)}{0.14} + 2$

$$N^\circ b = 7$$

Longitud carga de fondo: $Lf = \frac{L}{6} = \frac{1.47}{6} = 0.25 \text{ m}$

Longitud carga de columna: $Lc = L - lf - 10D1 = 1.47 - 0.25 - 10(0.036) = 0.86 \text{ m}$

Carga lineal: $q5 = 90 * D1^2 = 0.12 \text{ kg/m}$

Número de cartuchos $Nc = \frac{q \cdot \frac{3}{4} \cdot L}{We} = \frac{0.12 \cdot \frac{3}{4} \cdot 1.47}{0.123} = 1 \text{ /barreno}$

HASTIALES

El cálculo de los hastiales es similar al de la corona, sin embargo, cambia el ángulo de realce que en este caso es 0° . A continuación, se detallan los resultados.

Tabla 23. Resultados hastiales

CONTORNO HASTIALES	
Burden 4	0.17 M
Espaciamiento	0.54 M
Burden práctico	0.15 M
Angulo de realce	0 °
Longitud carga de fondo (lf)	0.19 M
Longitud carga de columna (lc)	0.93 M
Número de cartuchos	1
Número de barrenos	4
Concentración de carga lineal (q3)	0.12 kg/m

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

DESTROZA

$$\text{Burden: } B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_5 * PRP_{ANFO}}{c * f(S/B)}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.12 * 1.14}{3.15 * 1.45 * 1.25}} = \mathbf{0.21 \text{ m}}$$

$$\text{Burden práctico: } B_z = B - L \times \text{sen } \gamma - Ep = 0.21 - 1.47 * \text{sen} 0^\circ - 0.025 = \mathbf{0.18 \text{ m}}$$

$$\text{Altura disponible: } h_{disp} = h \text{ túnel} - r = 2.45 - 0.58 = \mathbf{1.87 \text{ m}}$$

$$\text{Espaciamiento} = h \text{ disponible} = 0.3345 * h \text{ disp} = 0.3345 * 1.87 = \mathbf{0.63 \text{ m}}$$

Se ajustó **0.54 m** para que existe homogeneidad con los hastiales

$$\text{Número de barrenos: } \frac{H_{disp}}{S/B} + 2 = \frac{0.63}{1.25} + 2 = \mathbf{3 \text{ barrenos por columna}}$$

$$\text{Longitud carga de fondo: } L_f = 1.25 * 0.12 = L_f = 1.25 * 0.12 = \mathbf{0.15 \text{ m}}$$

$$\text{Longitud carga de columna: } L_c = L - l_f = 1.47 - 0.15 = \mathbf{0.96 \text{ m}}$$

$$\text{Concentración de carga lineal: } q_6 = 7.8 * 10^{-4} * D^2 \text{exp} * d \text{expl} = q_6 = 7.8 * 10^{-4} * 24.50^2 \text{exp} * 1.14 = \mathbf{0.06 \text{ kg/m}}$$

$$\text{Número de cartuchos } N_c = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{W_e} = \frac{0.06 * \frac{3}{4} * 1.47}{0.123} = \mathbf{1/\text{barreno}}$$

En la Figura 37, se detalla el pasaporte calculado.

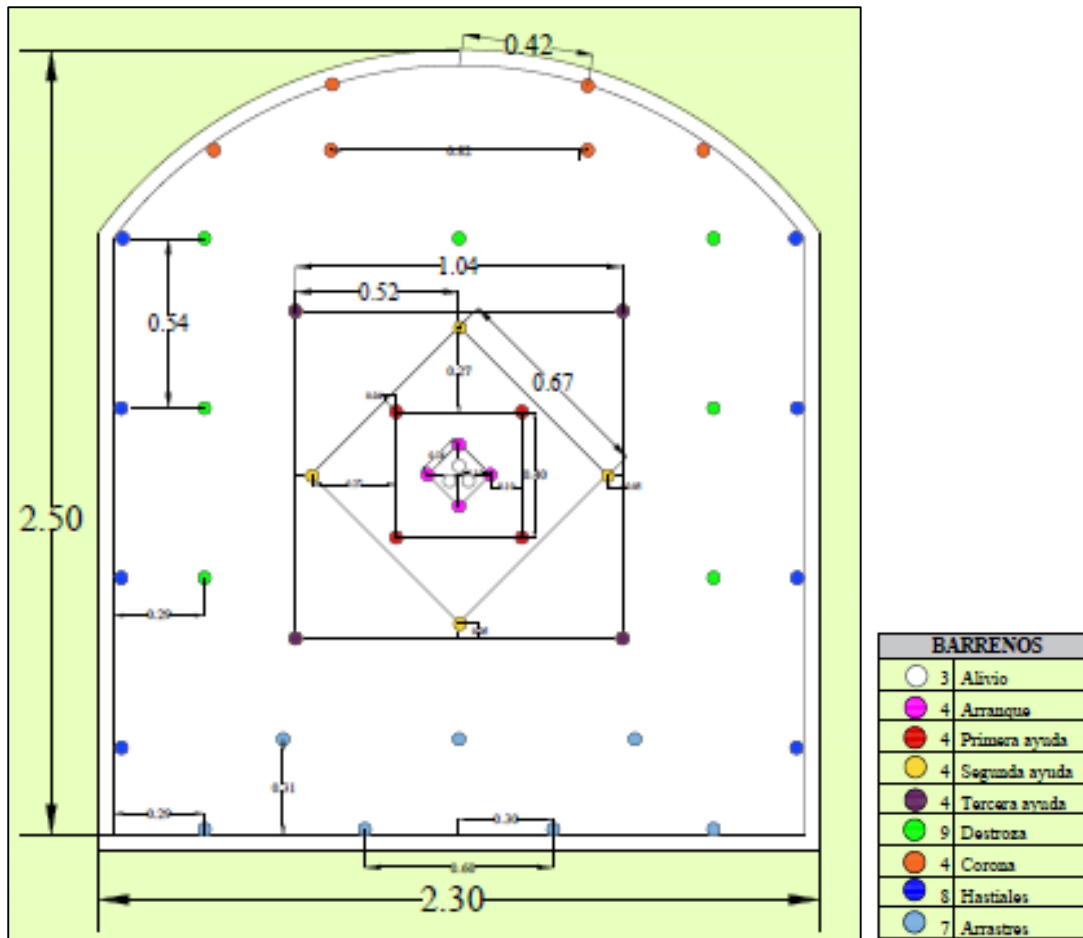


Figura 37. Distribución de barrenos en la sección

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Revisar el Anexo 10, en donde se detalla la propuesta del pasaporte de perforación y voladura.

6.2.4.4. Ventilación: La necesidad de aire se obtiene a partir de los siguientes cálculos:

Caudal necesario del personal: $Q_{ob} = Fn$; $Q_{ob} = 3 (6) = 18 \text{ m}^3/\text{min}$

$F = 4 \text{ m}^3/\text{min}$ debido a que la Bocamina se encuentra a una altura de 1372 msnm

Caudal necesario según la temperatura de las labores de trabajo:

$$Q = V \times S_{franq} = 0.15 \times 11.7 = 1.75 \text{ m}^3/\text{min}$$

Caudal de aire por consumo de sustancia explosiva:

$$Q_{se} = \frac{100aA}{0.008t} = \frac{100 \cdot 0.40 \cdot 7.75}{0.008 (120 \text{ min})} = 322.92 \text{ m}^3/\text{min}$$

Donde:

Q_{se} = Caudal de aire por consumo de sustancia detonada (m^3/min)

100 = Relación de porcentaje (%)

a = Relación de gases tóxicos por explosión de 1kg SE (m^3/kg) = **0.40 m^3/kg** . Producto toxico. Emulnor 3000

A = Cantidad de explosivo por voladura (kg)

0.008 = Concentración de tóxicos permitidos (%)

t = Tiempo que demora en ventilarse (min)

- Caudal de aire requerido: $Q_{T1} = Q_{ob} + Q_T + Q_{se}$
 $= 18 + 1.75 + 322.92 = \mathbf{342.67 \text{ m}^3/\text{min}}$

- Caudal de aire según las fugas

$$Q_{Fu} = 15\% * Q_{T1} = 15\% * 341.67 = \mathbf{51.40 \text{ m}^3/\text{min}}$$

- **Caudal de aire requerido** $Q_r = Q_{T1} + Q_{Fu} = 342.67 + 51.40 = \mathbf{394.07 \text{ m}^3/\text{min}}$
 $= \mathbf{6.50 \text{ m}^3/\text{seg} = 1,41 \times 10^4 \text{ CFM}}$

Se eligió un ventilador axial debido a que su hélice permite desplazar grandes volúmenes de aire a baja presión en diferencia de los centrífugos y lo que se requiere es generar gran volumen de aire para poder ventilar todo el espacio.

Según las siguientes especificaciones (Ver Figura 38), se debe elegir un ventilador VA70F-30, el cual obtiene un caudal de 6.50 a 9.5 m^3/min con presión de 320 a 2500 Pa y potencia del motor de 30 Hp.

ESPECIFICACIONES TECNICAS VENTILADORES AXIALES				
REF.	DIAM. ROTOR mm	CAUDAL(Q) m^3/s	PRESION(P) Pa	POTENCIA Hp
VA40F-05	400	1.9 - 3.1	740 - 370	5
VA50F-10	500	2.6 - 4.1	1540 - 240	10
VA60F-15	600	4.0 - 6.5	1670 - 310	15
VA60F-20	600	4.1 - 7.6	2320 - 420	20
VA70F-30	700	5.8 - 9.5	2500 - 320	30
VA70F-40	700	6.8 - 11.3	2770 - 530	40
VA80F-40	800	8.6 - 13.8	2370 - 450	40
VA80F-50	800	9.1 - 15.2	2700 - 550	50
VA80F-60	800	10.2 - 16.2	3040 - 600	60
VA90F-40	900	7.0 - 14.5	2750 - 300	40
VA90F-50	900	8.0 - 16.5	2850 - 400	50
VA90F-60	900	10.0 - 18.8	3000 - 500	60
VA90F-75	900	11.0 - 18.0	3100 - 520	75
VA90F-100	900	14.0 - 22.0	3650 - 750	100

Figura 38. Especificaciones Técnicas de Ventiladores Axiales

Nota: Induminer, (s.f.)

Se considera un ventilador axial, de diámetro de 10'', que puede ser realizado según las medidas que se requieran, a continuación, se señala un ventilador axial (Ver Figura 39)



Figura 39. Modelo de Ventilador Axiales
Nota: Induminer, (s.f.)

En minería para obtener la máxima calidad, se debe extraer e ingresar aire, de este modo para extracción se considera una tubería de pvc de 10''. En un punto de recogida del aire viado, el cual se ha determinado a 100 m del frente de trabajo, se colocará una lona que cumple con el propósito de cortina de ventilación, la cual impide la distribución de gas por toda la sección. De igual manera, la inyección de aire, debe ser continua y por toda la labor, es por ello que se debe adaptar una manga de ventilación de 10 pulgadas de diámetro.

Para obtener una óptima ventilación se debe incluir dos ventiladores para inyección ubicados en la bocamina (0+000.00) y en la mitad (0+636.5), de igual manera dos ventiladores para extracción los cuales se ubicarán en la bocamina (0+000.00) y a 100 metros (0+956.00) del frente de trabajo. Para mayor detalle revisar el Anexo 11. Esquema de ventilación.

6.2.4.5. Saneamiento: Durante las labores de saneamiento deben examinarse cuidadosamente el estado del techo y lados de la excavación en las zonas cercanas al frente, así como verificar que no existan tiros quedado. Si alguno no explosiono se debe efectuar su liquidación; para ello, a unos 40 cm del barreno que no explosionó y paralelo a él, se perforan dos barrenos, los que se cargan y explosionan.

Una vez verificado que no existen tiros quedados, se limpia con agua las paredes de la sección con la finalidad de eliminar los restos de explosivos que quedan impregnados en la roca asimismo para asentar el polvo y la contaminación, para ello se utiliza una pistola de agua a presión con eso se forma una cortina de agua que no deja salir el polvo. Posterior se comprueba el estado del macizo rocoso dándole golpes y se procede a retirar los pedazos de rocas que estén separados: del techo, de los lados y del frente de la excavación. Para ello el personal

debe ubicarse a 1.15 m con respecto al frente y con la barretilla de hierro de 1.60m desprender las rocas que están propensas a caer (Ver Figura 40).

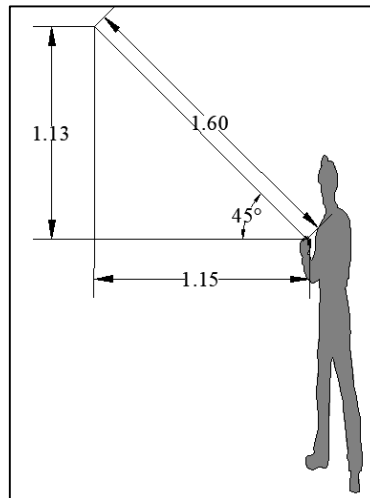


Figura 40. Distancia a la que debe realizar el desatado de rocas

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.2.4.6. Transporte: El cálculo para tonelaje, vagones y adecuación de vías se muestra a continuación:

- **Cálculo de tonelaje**

El esponjamiento es bajo debido a la composición mineralógica de la roca que en su mayoría es cuarzo y a su alta fortaleza.

$$\text{Tonelaje por turno} = V * \delta * e = 7.76\text{m}^3 * 2.71 \text{ tn/m}^3 * 0.99 = \mathbf{20.82 \text{ Ton/ Turno}}$$

- **Cálculo número y modelo de vagones**

$$\text{Número de vagones por turno: } N = \frac{\text{Horas trabajadas (min)}}{\text{Tiempo de cada ciclo}} = \frac{360 \text{ min/turno}}{85 \text{ min/}}$$

$$\frac{\text{Horas trabajadas (min)}}{\text{Tiempo de cada ciclo de acarreo}} = \frac{360 \text{ min/turno}}{28 \text{ min/turno}} = \mathbf{13 \text{ Vagones/ turno}}$$

Tiempo de ciclo de acarreo = $T_{\text{acarreo}} = T_{\text{ciclo}} - (T_{\text{perforación y voladura}} + \text{Ventilación} + \text{sanamiento} + \text{carguío}) = 360 - (112+25+120+15+60) = 28 \text{ min para acarreo}$

$$\mathbf{N \text{ toneladas por vagones}} = \frac{\text{Toneladas por turno}}{\text{Vagones por turno}} = \frac{20.82 \text{ tn}}{13 \text{ vgaones}} = \mathbf{1.60 \text{ Ton/ vagón}}$$

La tabla 21 describe la elección del vagón minero, siendo el modelo que más se acopla U-21, con una capacidad de 1.5 Ton, sin embargo, es posible aumentar la capacidad y disminuir el tiempo de transporte por lo que el modelo a elegir es el U-35 de capacidad para 2.6 Ton con dimensiones de 1.25 de alto, de ancho 0.81m y de longitud de 1.29 m.

Tabla 24. Dimensiones de los vagones

Dimensiones Principales (mm)								
Modelo	Capacidad(p3)	Alt/s Riel	Dist. Ejes	Trocha (mm)	Long. Total	Ancho Total	Dia. Rueda Pulg	Peso Total/Kg.
U-21	21	1150	620	500/600	1610	680	12	450
U-35	35	1250	620	500/600	1920	810	12	620
V40	40	1313	620	500/600	2155	1045	14	122

Nota: Serminsa, (2021)

El vagón seleccionado se detalla a continuación (Ver Figura 41)

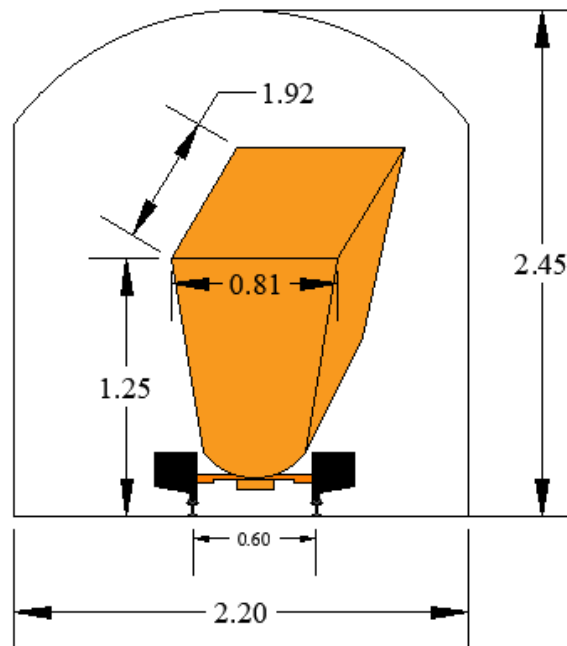


Figura 41. Vagón Minero

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

$$\text{Numero de viajes} = \frac{\text{Toneladas por turno}}{\text{Toneladas por viaje}} = \frac{20,82}{2.7} = \mathbf{8 \text{ vagones ajustados/turno}}$$

$$\mathbf{Tn \text{ transportadas por vagón}} = \frac{20.82}{8} = 2.60 * 1.10231 = \mathbf{2.88 \text{ Ton cortas}}$$

Se debe considerar una locomotora que pueda llevar un convoy de 8 vagones, para ello se consideró la siguiente. A continuación, se detallan las características (Ver Tabla 24)

Tabla 25. Especificaciones Técnicas de la Locomotora a baterías

	Características Técnicas
Peso (TM)	2.5
Trocha (mm)	600
Potencia de Motor (HP)	9
Voltaje (VDC)	72
Control	Electromecánico de levas y contactos, Modelo: SPC-490
Freno	Con sistema hidráulico tanto en frenos de servicio y parqueo
Capacidad de Arrastre (TM)	16
Bancos de batería	36 celdas (72VDC) de 325Ah

Características Técnicas	
Cargador	Automático de 72VDC 70Amp desde un suministro de 440V/60Hz trifásico

Nota: SERMINSA, (2021)

- **Adecuación de vías**

Pendiente: Se deberá considerar la pendiente para el drenaje

$$Pendiente = \frac{Distancia\ Vertical}{Distancia\ Horizontal} = \frac{2m}{100\ m} * 100\% = 2\%$$

$$Inclinación = \text{Arctg} \frac{Distancia\ Vertical}{Distancia\ Horizontal} = \text{artg} \frac{2m}{100\ m} = 1^\circ$$

En base a la velocidad y seguridad del personal se debe considerar una pendiente del 2%, con inclinación del 1°.

Peralte:

$$h = \frac{V^2 * a}{R * g} = \frac{(2.68^2) * 0.06}{0.30 * 9.81} = 0.14\ m = \mathbf{14\ cm}$$

Velocidad máxima la que puede ir una locomotora: 10 km/h

Ancho de la trocha: 0.06 m

$$Radio\ de\ la\ curvatura\ promedio: h = \frac{RI+RE}{2} = \frac{0.29+0.30}{2} = 0.30\ m$$

Radio interno del equipo más grande: 0.29 m

Radio externo: 0.30 m

Aceleración de la gravedad: 9.81 m/s

Balasto: Se considera una plataforma de 10 cm, con la finalidad de repartir la carga que los durmientes transmiten sobre el piso.

Rieles: El peso mínimo que debe usarse para una locomotora de 2.5 toneladas es 25 lb/yd

Separación entre rieles: Es de 60 cm porque se considera en ancho de la trocha de vagones y la locomotora.

Longitud: Se determinó según la Figura 42, para el peso del riel de 20 lb/yd

DENOMINACIÓN		DIMENSIONES (mm.)				Peso Teórico (kg./m.)	Material	Longitud (m.)
kg./m.	lb./yarda.	Altura (H)	Base (B)	Cabeza (A)	Web (S)			
12	25	69.85	69.85	38.1	7.54	12.2	Q235	6
15	30	79.37	79.37	42.86	8.33	15.2	55Q	6
22	45	93.66	93.66	50.8	10.72	22.3	55Q	6
30	60	107.95	107.95	60.33	12.3	30.1	55Q	6
ASCE80 (TR40)	80	127	127	63.5	13.89	39.68	R700	11.66

Figura 42. Especificaciones de rieles

Nota: Miromina, (2020)

Dimensiones de durmientes: 10.16 cm de espesor; 15.24 cm y 1.10 m de longitud.

Separación entre durmientes: 54.61 cm y en curvas 40.64 cm

6.2.4.7. Fortificación: La instalación del sostenimiento se lo realizará en base a la clasificación geomecánica del macizo de roca, actualmente la roca se califica como de excelente calidad y no requiere de fortificación.

6.2.4.8. Drenaje: Luego de haber realizado la caracterización geomecánica se determinó, que el agua que se encuentra dentro de la mina, proviene de fracturas, en algunos casos goteo del techo y en fracturas de considerable espesor (5mm a 100mm) (Ver Figura 43).

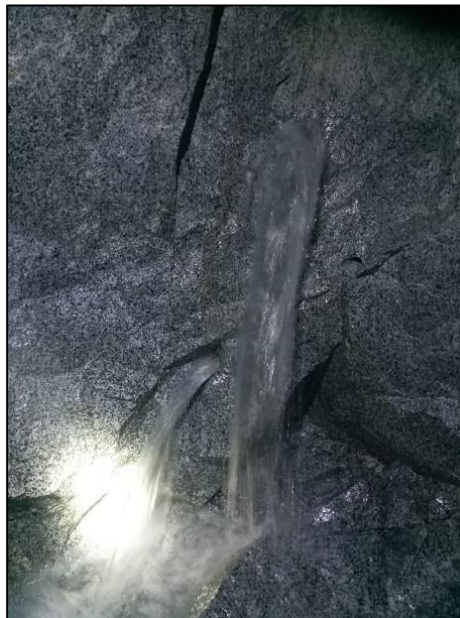


Figura 43. Fractura

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Se tiene una zona puntual con presencia de agua en la abscisa 0.000+0.906.92 con caudal de 1.13/seg, su presencia se atribuye a la infiltración del material coluvial sobre la capa de roca sobre la que se emplaza el túnel.

El proceso a realizar es el siguiente:

1. Se perfora en la fractura 2m de profundidad
2. Se coloca un tubo pvc de 3'', en función al caudal
3. Para empotrar el tubo, se utiliza geotextil.
4. Se asegura con hormigón
5. Se conecta con tubería hasta el frente de trabajo por lo que se requerirán 300 mts de tubería.

El agua proveniente de drenaje natural de la mina se va evacuar por medio de una cuneta, con las siguientes dimensiones.

Caudal que necesita la cuneta:

Considerando que el caudal varía en el día debido a que existen actividades que requieren más agua que otras es por ello que se suman los caudales.

Caudal que sale a superficie: 0.0026 m³/seg

Consumo de agua en voladura: 5.3*10⁻⁷ m³/seg

Consumo de agua en la limpieza: 9.3*10⁻⁷ m³/seg

Consumo de agua total: 0.0027 m³/seg

Profundidad (d):

$$\text{Caudal: } Q = \frac{1}{n} * \left(\frac{d}{2}\right)^{\frac{2}{3}} * \sqrt{s} * 2.4772d^2$$

Índice de rugosidad (n): 0.015 cuneta revestida con cemento con terminación fina

Pendiente (s): Al realizar el levantamiento topográfico se denota la diferencia de cotas en la bocamina inicia en 1372 y finaliza en 1375, dando una diferencia de 5 metros en 1056 m. es decir tiene una pendiente de 1% Esto se evidencia en el drenaje, sin embargo, en algunas zonas existe estancamiento, por lo que con una pendiente de 2% el agua puede fluir fácilmente y sin ocasionar inconvenientes en la salida del transporte.

$$0.003 = \frac{1}{0.013} * \left(\frac{d}{2}\right)^{\frac{2}{3}} * \sqrt{0.0002} * 2.4772 * d^2$$

$$0.003 = 2.69 * \left(\frac{d}{2}\right)^{\frac{2}{3}} * d^2 = 0.003 = 2.69 * \frac{d^{\frac{2}{3}}}{1.59} * d^2 = \frac{0.003}{2.69} * 1.59 = d^{\frac{2}{3}+2}$$

$$0.002 \sqrt[3]{d^8} = d = \sqrt[8]{0.002^3} = 0.093m = 9.3 \text{ cm}$$

A efecto de proporcionar un adecuado drenaje se ajusta la profundidad de la cuneta a 20 cm. La Figura 44, muestra el diseño de la cuneta

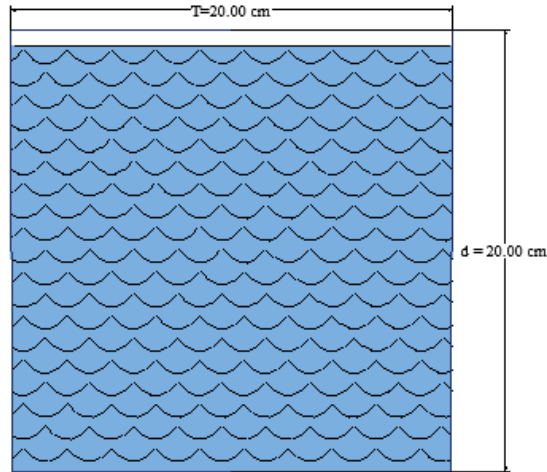


Figura 44. Diseño de la cuneta

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

El agua que sale a superficie viene contaminada con sulfuros que se oxidan y generan acidez en el drenaje. Al ser una mina con un caudal pequeño puede utilizarse un método pasivo de corrección, como el drenaje anóxico cálcico, el cual consiste en construir zanjas usar piscinas de una profundidad de 2 m por 3 m y una profundidad variable (Ver Figura 45). La piscina se rellena con caliza y se tapa con una capa de tierra arcillosa. El drenaje se hace pasar por el interior de la piscina, provocando la disolución de la caliza, lo que induce a la alcalinidad y eleva el PH del agua.

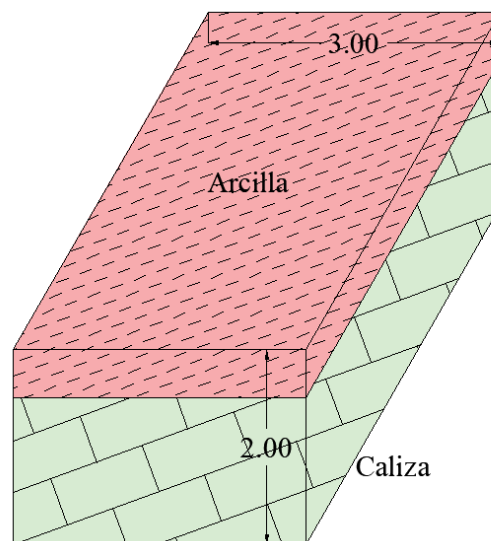


Figura 45. Piscina de sedimentación

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.2.4.9. Iluminación: A medida que se avanza de la superficie hacia el interior de la mina la visibilidad disminuye por lo que la iluminación juega un rol importante en la seguridad y en la eficiencia de los trabajos, Actualmente en el país no existe una norma que regule cuantos luxes se deben tener en interior mina sin embargo el Decreto - Ejecutivo 2393, (2020, p. 31,32), menciona que para trabajos que exijan una distinción extremadamente fina o bajo condiciones de contraste difícil, se debe laborar con un mínimo de 200 a 1000 luxes.

A continuación, se realiza el cálculo entre una bombilla y una tira LED, con la finalidad de determinar cuál es la más idónea para iluminar el frente.

- **Calculo con una bombilla**

$$E = \frac{\phi}{s} = \frac{1200}{5.39} = \mathbf{222.63 \text{ lux}}$$

La iluminación sobre la superficie es de 148.42 Lux.

Donde:

Flujo luminoso que llega a superficie (ϕ): considerando una bombilla LED de 8 vatios, tiene 1200 lúmenes

Eficiencia luminosa = 100 lm/v

Superficie a iluminar (s): 5.39 m²

Intensidad Luminosa

$$Iv = \frac{Lm}{\Omega} = \frac{1200}{0.84} = 1428.57 \text{ cd}$$

$$\Omega = 2\pi \left(1 - \frac{\phi}{2}\right) = 2\pi \left(1 - \cos \frac{60^\circ}{2}\right) = 0.84$$

Luminancia

$$L = \frac{I}{S} = \frac{1428.57}{5.39} = 265.04 \text{ cd/m}^2$$

Flujo luminoso total necesario

$$E = \frac{Em * S}{Cu * Cm} = \frac{1200 * 5.39}{0.41 * 0.6} = \mathbf{26292.68 \text{ Lm}} \text{ es el flujo que necesita el túnel}$$

Donde:

Cu: Coeficiente de utilización = 0.37 (Ver Tabla 41. Coeficiente de reflexión)

$$K = \frac{a * b}{h(a + b)} = \frac{2.30 * 1056}{2.50(2.20 + 1056)} = 0.91$$

Illuminación directa, semidirecta-directa y general difusa

Factor de reflexión: 0.1

Cm: Coeficiente de mantenimiento. Es el cociente que indica el grado de conservación de una luminaria. 0.6 tabla limpio o sucio (Ver Tabla 42. Factor de mantenimiento)

Número de luminarias

$$N = \frac{\phi T}{n * \phi L} = \frac{26292.68}{1 * 222.63} = 118 \text{ bombillas separadas cada 10 metros}$$

Altura de las luminarias:

$$h = \frac{4}{5}(HT - hs) = \frac{4}{5}(2.45 - 0) = 1.96 \text{ m}$$

Altura del puesto de trabajo (Hs): No se le puede considera una altura ya que se realizan trabajos desde el suelo como por ejemplos la colocación de rieles.

Radio de zona de cobertura útil

$$r = h * \tan \frac{\phi}{2} = 2.50 * \tan \frac{60^\circ}{2} = 1.41 \text{ m}$$

La Figura 46, muestra el radio de cobertura útil con una bombilla.

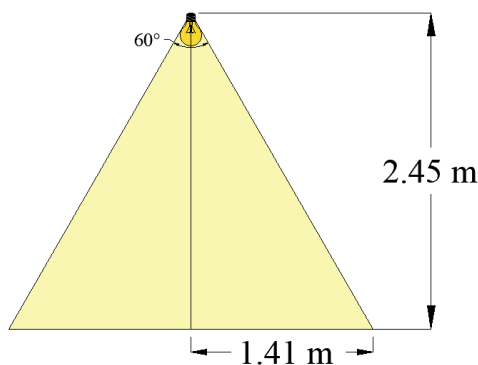


Figura 46. Radio de cobertura
 Nota: Elaborado por la autora, (2023)

El radio de cobertura dependerá de la bombilla en este caso se eligió una que se ajuste al flujo luminoso obtenido.

- **Calculo con Tiras LED**

Debido a que las tiras LED son continuas y vienen en metros, no se puede realizar cálculo aplicando la teoría de luminarias, debido a que no va a existir espacio entre ellas ya que las mismas se conectan unas con otras. Sin embargo, brindan mayor seguridad ante el riesgo de explosiones, tienen una mayor vida útil es decir pueden durar encendidas hasta 5 años. y son de fácil instalación, por lo que esta nueva tecnología es la más indicada para iluminar el túnel (Roblan 2021).

$$E = 100 \text{ luxes}$$

El flujo luminoso se mantiene en 33687.5 Lm

Intensidad Luminosa

$$I_v = \frac{Lm}{\Omega} = \frac{800}{3.14} = 254.78 \text{ cd}$$

$$\Omega = 2\pi \left(1 - \frac{\phi}{2}\right) = 2\pi \left(1 - \cos \frac{120^\circ}{2}\right) = 3.14$$

Luminancia

$$L = \frac{I}{S} = \frac{254.78}{5.39} = 42.27 \text{ cd/m}^2$$

Radio de zona de cobertura útil

$$r = h * \tan \frac{\phi}{2} = 2.45 * \tan \frac{60^\circ}{2} = 1.41 \text{ m}$$

- **Iluminación en el frente:** Cada trabajador debe utilizar lámparas portátiles recargables, debido a que en el frente de trabajo no se puede instalar bombillas o tiras por que la voladura las destruye.

- **Instalación:** La instalación eléctrica inicia desde el transformador monofásico, siguiendo el orden del circuito se colocará un medidor que servirá para medir el consumo energético, luego el disyuntor para proteger las variaciones por caída de tensión. Un breaker controlará el encendido y apagado del circuito, finalmente se colocará el tendido eléctrico (Cable Triplex 3x6) a lo largo de toda la longitud del túnel con las tiras LED de iluminación. El tendido eléctrico se ubicará en el lado contrario a los servicios de aire y agua por seguridad y para aprovechar de mejor manera el espacio (Ver Figura 47).

-

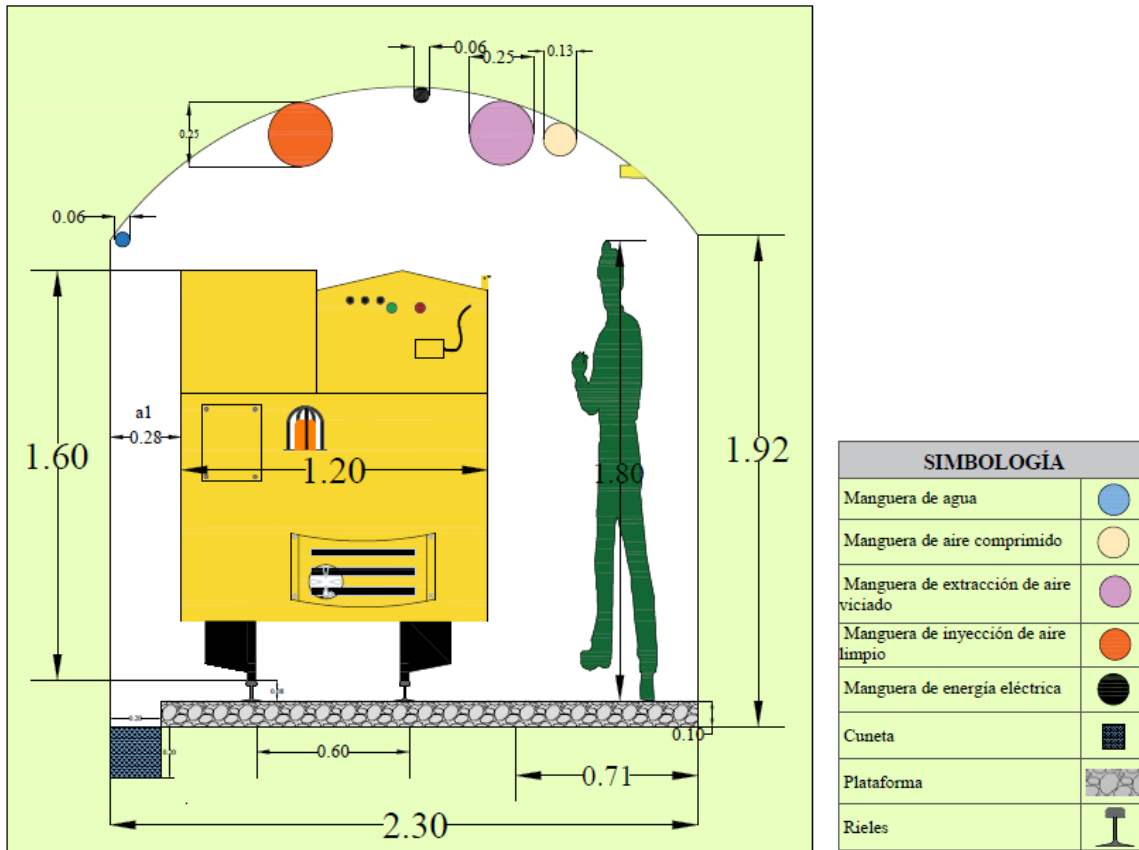


Figura 47. Diseño de la galería principal de transporte

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Para mayor detalle revisar el Anexo 12. Diseño de la sección.

6.3. Resultados tercer objetivo: Adaptar el diseño de la galería exploratoria a una galería de transporte

Para la ampliación se ha contemplado dividir por tramos en base a la sección actual y a partir de ello establecer las operaciones necesarias para cumplir este fin.

Los trabajos de ampliación de la galería de exploración inicialmente requieren del desmantelamiento de los servicios de agua y aire, luego se realizan los trabajos de perforación y voladura de los contornos hasta alcanzar las dimensiones de la galería principal que es de 2.30 m de ancho por de 2.50 m de alto. El consumo de sustancia explosiva en el tramo 0+486.9-0+505.9 se verá reducido debido al grado de fracturamiento de la roca.

Para calcular el avance diario por tramos en los trabajos de la galería, se toma como referencia la productividad de la excavación en la sección del túnel, cuyo rendimiento es de 1 Ton. Por lo tanto, el avance por turno de trabajo de 7 horas debe aproximarse a este valor.

6.3.4. Primer tramo

Este tramo comprende desde la abscisa 0+000.0-0+173.00, se debe ampliar 172 metros; la sección actual tiene 2.10 m de alto y 2.20 m ancho, debido que la altura actual es inferior a la diseñada es necesario la excavación en la bóveda. El sombreado rojo de la Figura 48, indica la zona de ampliación.

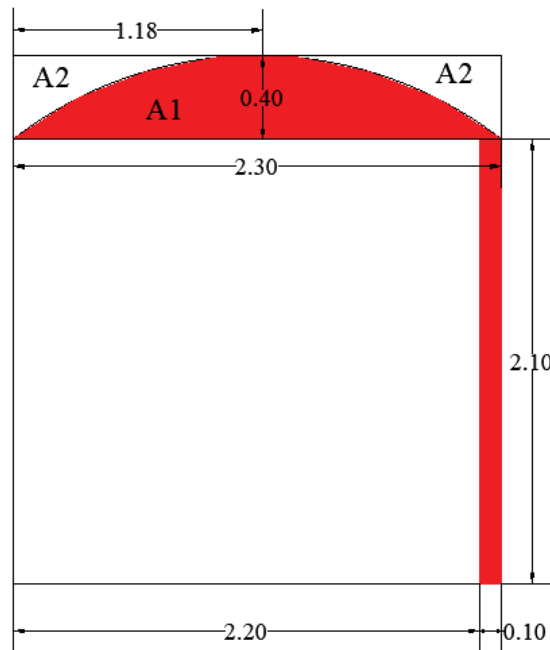


Figura 48. Secciones a ampliar tramo 1
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.3.4.2. Perforación y voladura: La zona a ampliar corresponde a la corona y parte del hastial por lo que la distribución de los barrenos queda de la siguiente manera (Ver Figura 49).

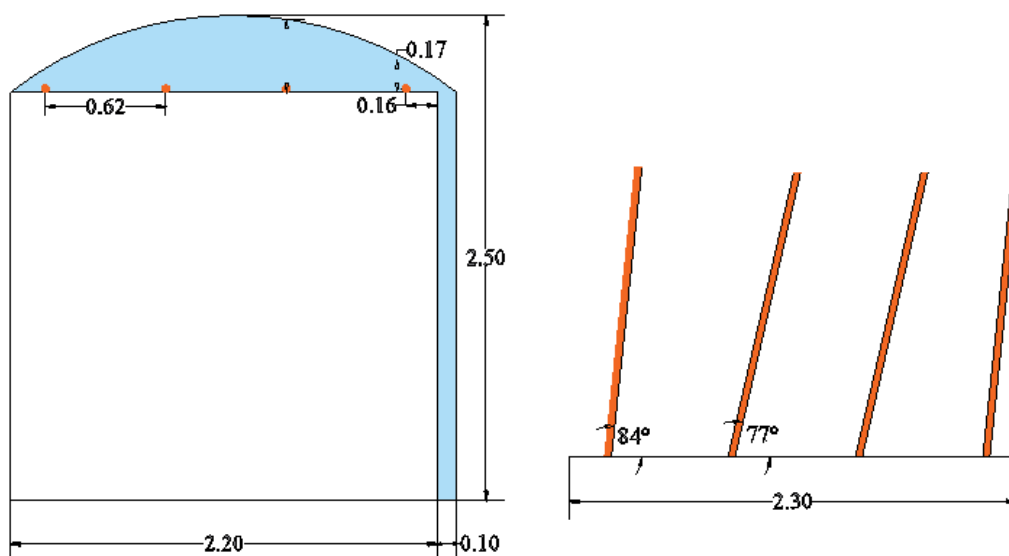


Figura 49. Distribución de taladros Tramo 1
Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Los barrenos deben ir a diferente altura para que se forme la corona y de igual forma para poder optimizar el avance se debe dar una cierta inclinación al barreno la cual se ha calculado de la siguiente manera

Para los barrenos de la esquina:

$$\theta = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{\text{Cateto Opuesto}}{\text{Cateto Adyacente}} \right) = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{1.50}{0.17} \right) = 83.53^\circ$$

En ángulo de desviación para los barrenos del techo se muestra en la Figura 50.

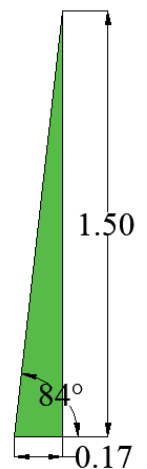


Figura 50. Ángulo de desviación del barreno

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Para los barrenos del centro: $\theta = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{1.50}{0.38} \right) = 76.78^\circ$

6.3.4.3. Tonelaje a extraer: Partiendo de un rectángulo (A1) se calcula el área y luego se hace una diferencia entre las zonas A1 y A2 (Ver Figura 51).

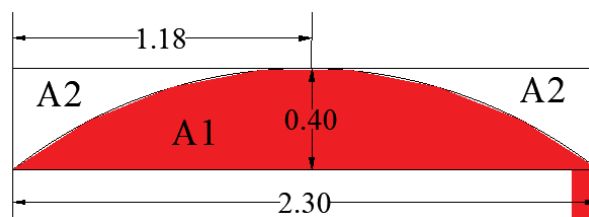


Figura 51. Zona excavada

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

$$A1 = B * h = 2.30 * 0.40 = 0.92 \text{ m}^2 \quad A2.1 = \frac{B * H}{3} = \frac{1.18 * 0.40}{3} = 0.16 \text{ m}^2$$

$$\text{Área 1: } A1 - 2A2 = 0.92 - (2 * 0.16) = 0.60 \text{ m}^2$$

$$A2 = B * h = 0.10 * 2.10 = 0.21 \text{ m}^2$$

$$\text{Área total a excavar} = 0.21 + 0.60 = 0.81 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen a extraer por turno: } AT * \text{Avance} = 0.81 * 1.50 = 1.22 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen a extraer total: } AT * \text{Longitud total} = 1.22 * 172.18 = 209.20 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje por turno: } V * \delta = 1.22 * 2.91 = 3.55 \text{ Ton en una sección}$$

δ : 2.90 tn/m³ Debido a que los valores son similares, se trabajó con el promedio del peso específico real de las tres primeras muestras.

$$\text{Tonelaje total: } V * \delta = 209.20 * 2.91 = \mathbf{608.77 \text{ Ton}}$$

6.3.4.4. Avance por turno: El avance por turno se lo determino a partir de las siguientes expresiones:

Datos

Largo efectivo del barreno (Lb) = 1.50 metros

Número de barrenos para la sección completa (Nb) = 47

Número de barrenos por sección a ampliar (Nbs) = 4

$$\text{Avance por turno} = \frac{Lb * Nb}{Nbs} = \frac{1.50 \text{ m} * 47}{4} = 17.63 \text{ m ó } 18 \text{ m}$$

6.3.5. Segundo tramo

En el tramo 0+172.18-0+408.6, es necesario ampliar 253.65m; la sección actual es de 1.80 m de alto y 1.40 m ancho pretendiendo lograr la sección de diseño de la galería como se muestra en la Figura 52.

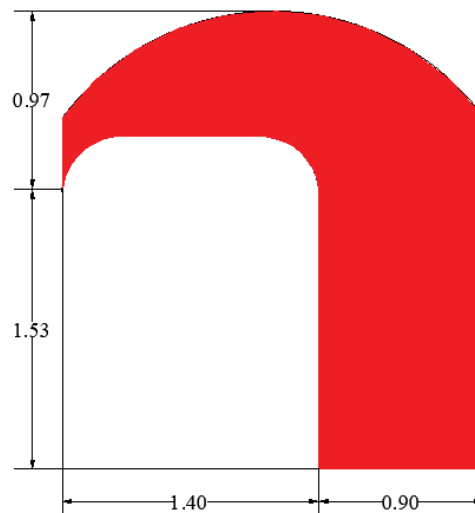


Figura 52. Ampliación Tramo 2

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.3.5.2. Perforación y voladura: El esquema de perforación e inclinación de los barrenos se muestra en la Figura 53.

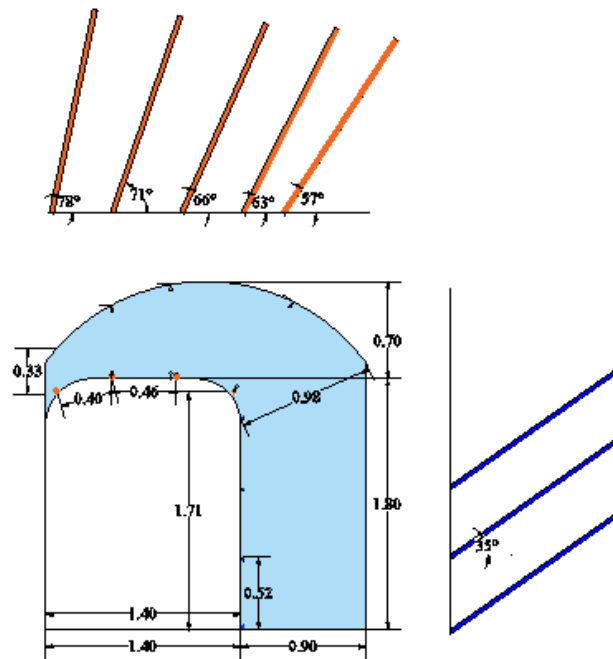


Figura 53. Distribución de taladros Tramo 2

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Inclinación de los barrenos de perforación

$$\theta_1 = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{1.50}{0.33} \right) = 77.59^\circ; \theta_2 = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{1.50}{0.53} \right) = 70.53^\circ; \theta_3 = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{1.50}{0.68} \right) = 65.61^\circ$$

$$\theta_4 = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{1.50}{0.77} \right) = 62.83^\circ \theta_4 = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{1.50}{0.98} \right) = 57^\circ$$

$$\theta_5 = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{0.90}{1.50} \right) = 30.96^\circ$$

En ángulo de desviación para los barrenos del techo y de los hastiales se muestra en la Figura 54.

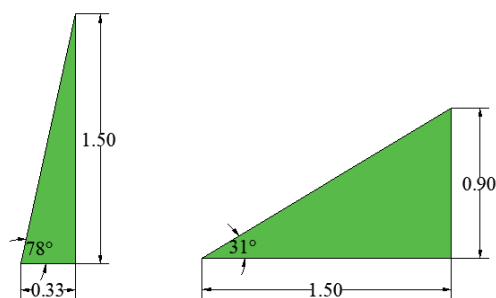


Figura 54. Ángulo de desviación del barreno para hastiales

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.3.5.3. Tonelaje a extraer: Se realiza una diferencia entre el área de la sección propuesta con la actual, para la última se divide en el cuadrado de la base y la bóveda que se encuentra un rectángulo y un cuarto de círculo. A continuación, se detallan las áreas (Ver Figura 55).

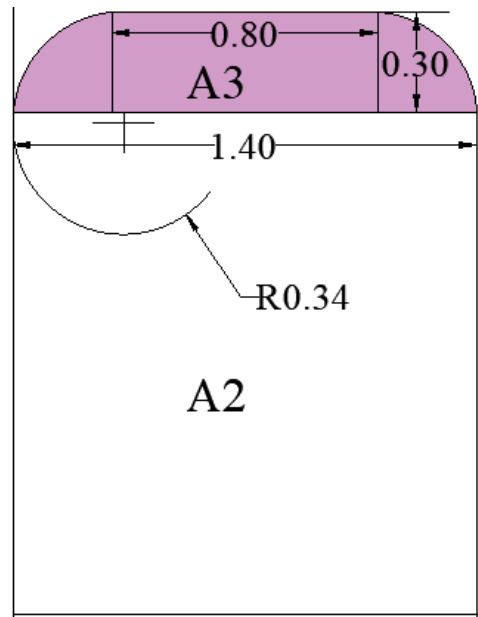


Figura 55. Área 2 y 3

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

$$A2 = B * H = 1.40 * 1.50 = 2.10 \text{ m}^2$$

$$A3 \text{ cuadrado Bóveda} = 0.80 * 0.30 = 0.24 \text{ m}^2$$

$$A3 \text{ círculo Bóveda} = \frac{\pi r^2}{4} = \frac{\pi 0.32^2}{6} = 0.054 \text{ m}^2$$

$$A \text{ total} = A1 - (A2 + A3 \text{ cuadrado} + (2 * A3 \text{ círculo})) = 5.28 - (2.10 + 0.24 + (2 * 0.054)) = 2.83 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen a extraer por turno: } AT * \text{Avance} = 2.83 * 1.50 = 4.24 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen a extraer total: } AT * \text{Longitud total} = 2.83 * 253.65 = 717.50 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje por turno: } V * \delta = 4.24 * 2.89 = 12.25 \text{ Ton en una sección.}$$

$$\text{Tonelaje total: } V * \delta = 717.50 * 2.89 = \mathbf{2073.58 \text{ Ton}}$$

6.3.5.4. Avance por turno

Datos:

Largo efectivo del barreno (Lb) = 1.50 metros

Número de barrenos para la sección completa (Nb) = 47

Número de barrenos por sección a ampliar (Nbs) = 8

$$\text{Avance por turno} = \frac{Lb * Nb}{Nbs} = \frac{1.50 \text{ m} * 47}{8} = 8.81 \text{ m ó } 9 \text{ m}$$

6.3.6. Tercer tramo

En el tramo 0+408.69-1-066.00, es necesario ampliar 657.31 metros; las dimensiones de la sección son de 2.50 m de alto y 2 m de ancho. Teniendo en cuenta que la bóveda tiene las dimensiones determinadas en el diseño, se mantendrá sin intervención sin embrago los hastiales por no cumplir el ancho propuesto si serán intervenidos (Ver Figura 56).

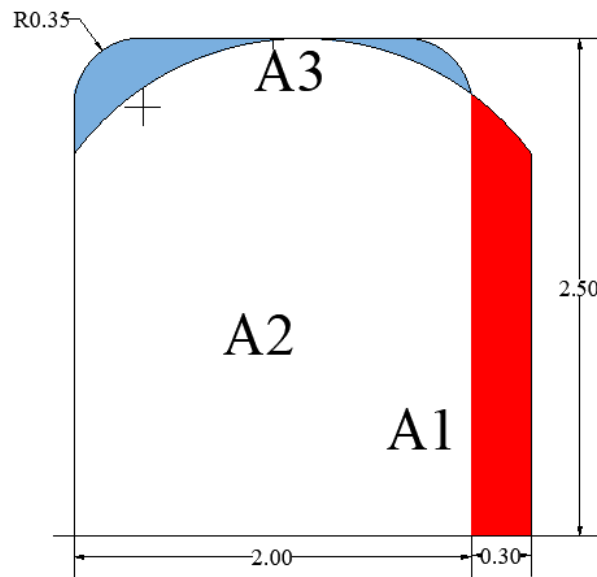


Figura 56. Ampliación Tramo 3

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.3.6.2. Perforación y voladura: En este tramo es necesario excavar 30 cm en las paredes, por lo que la distribución de barrenos queda de la siguiente manera (Ver Figura 57).

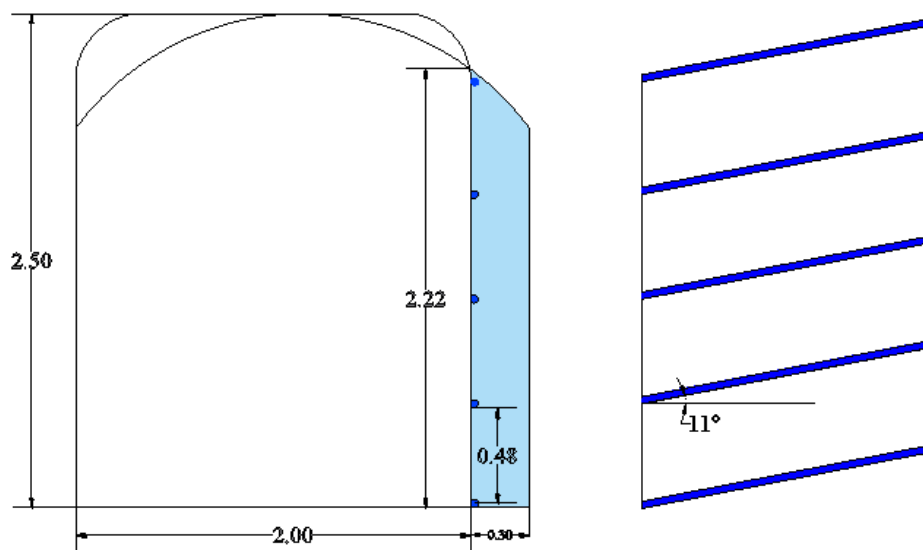


Figura 57. Distribución de barrenos tramo 3

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

$$\theta 1 = \text{Tan}^{-1} \left(\frac{0.30}{1.50} \right) = 11.30^\circ$$

6.3.6.3. Tonelaje a extraer

Al igual que el tramo anterior se realiza una diferencia entre el área de la sección propuesta y la actual.

$$A2 = B * H = 2.00 * 2.22 = 4.44 \text{ m}^2$$

$$A3 \text{ círculo Bóveda} = \frac{\pi r^2}{4} = \frac{\pi 0.35^2}{6} = 0.064 \text{ m}^2$$

$$A \text{ total} = A1 - (A2 + A3 \text{ cuadrado} + (2 * A3 \text{ círculo})) = 5.28 - (4.44 + (2 * 0.064)) = 0.70 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen a extraer por turno: } AT * \text{Avance} = 0.70 * 1.50 = 1.05 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen a extraer } (0+400.8-0+446.9): AT * \text{Longitud total} = 0.70 * 122.1 = 86.69 \text{ m}^3$$

$$* 2.76 = 239.26 \text{ tn}$$

$$\text{Volumen a extraer } (0+446.9-0+505.9): AT * \text{Longitud total} = 0.71 * 19.00 =$$

$$13.49 \text{ m}^3 * 2.87 = 38.72 \text{ tn}$$

$$\text{Volumen a extraer } (0+505.9-1+065): AT * \text{Longitud total} = 0.71 * 575.75 =$$

$$408.78 \text{ m}^3 * 2.71 = 1107.80 \text{ tn}$$

$$\text{Tonelaje por turno: } V * \delta = 1.07 * 2.74 = \mathbf{2.93 \text{ Ton en una sección.}}$$

$$\text{Tonelaje total: } 239.26 \text{ tn} + 38.72 + 1107.80 = \mathbf{1 \text{ 385.78 Ton}}$$

6.3.6.4. Avance por turno

Datos:

Largo efectivo del barreno (Lb) = 1.50 metros

Número de barrenos para la sección completa (Nb) = 47

Número de barrenos por sección a ampliar (Nbs) = 5

$$\text{Avance por turno} = \frac{Lb * Nb}{Nbs} = \frac{1.50 \text{ m} * 47}{5} = 14 \text{ m}$$

Finalmente existe un total de 4068.13 Ton de extraer para que la galería cumpla con las dimensiones óptimas. El ciclo de trabajo será el mismo señalado en el apartado anterior salvo que no se instala cortina de ventilación ya que en los primeros tramos esta próxima a la superficie.

Revisar el Anexo 13, en donde se detalla el pasaporte de perforación y voladura para la ampliación de la galería.

6.4. Planificación de obras y evaluación de costos

La planificación y costos de la galería principal de transporte, considera la proyección de 217 metros con rumbo N-S, y los trabajos de ampliación de los tramos señalados.

6.4.4. Planificación de obras para ampliación y franqueo de galería

Se contempla los tiempos, personal, horarios y el cronograma de trabajo, detallados a continuación.

6.4.4.2. Tiempos de actividades: A continuación, se detallan los tiempos de las actividades del ciclo de trabajo en un turno de 7 horas (Ver Tabla 26).

Tabla 26. Tiempo de las actividades

Actividad	Tiempo	
	Horas	Minutos
1. Preparación		10
2. Perforación	2	
2.1. Perforación por barreno		2:30
2.2. Limpieza de los barrenos		20:00
3. Voladura (Cargado de la malla)		30
3.1. Disparo		5
4. Ventilación	1	
5. Limpieza		20
6. Carguío	1	30 mi/vagón
7. Transporte		
7.1. Tiempo de ida (Locomotora)		20
7.2. Tiempo de vuelta (Locomotora llena)		15
7.3. Tiempo muerto		10
TOTAL		7 horas

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Los cálculos para obtener la cantidad de obreros se detallan a continuación

$$\text{Cantidad de obreros: } Nl = \frac{V_t}{n_e} = \frac{5}{2} = 3$$

Donde:

$$V_t: 5.00 \text{ m}^3$$

n_e : 2 promedio de trabajadores por actividad

$$\text{Tiempos de cada operación: } T_i = \frac{V_t}{N_m \times P_m} = \frac{5.00}{4 \times 0.5} = 2 \text{ horas } 30 \text{ mins}$$

Donde:

P_m : 0.50 la eficiencia de perforación y máquina cargadora ya que depende de la roca

N_m : 2 obreros

Para la construcción de la galería y la ampliación es necesario la formación de un grupo de trabajo (Ver Tabla 27), comprende un jefe de mina que dirija y supervise las obras, para la perforación y voladura un perforista y un ayudante; para instalación de tubería de ventilación se requieren dos personas, para la fortificación de los tramos señalados a ampliar se requiere de dos personas con el fin de colocar mallas, pernos y hormigón; en la limpieza de los escombros se requiere de un operador de maquinaria y un ayudante; para el transporte se requieren de un operador de locomotora. Finalmente, la colocación de rieles solicita de dos personas. Con un total de 11 trabajadores se puede cumplir con las actividades planificadas.

Tabla 27. Número de obreros

Actividad	Personal
Jefe de mina	1
Perforación y Voladura (Perforista y ayudante)	2
Ventilación	2
Fortificación para los tramos señalados	3
Carga (operador de pala neumática)	1
Acarreo (operador de locomotora)	1
Acarreo (Obrero)	1
Colocación de rieles	2
Limpieza de cuneta	1

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

El cronograma de trabajo (Ver Tabla 25), se divide en dos etapas: la ampliación de la galería en los tramos señalados en el apartado 7.3, luego el franqueo de 217m de galería principal con el diseño determinado en el apartado 7.2.

Para ello, se considera el ciclo de trabajo para minería subterránea de 7 horas; de esta manera, se propone ejecutar dos turnos por día de lunes a sábado con un total de 12 horas al día y 60 horas a la semana. La jornada de trabajo empieza desde las 7:00 a.m hasta las 16:00 p.m, para administrativos y hasta la 18:00 con el fin de completar dos turnos.

En la Tabla 28 se señalan los horarios de trabajo.

Tabla 28. Horarios de trabajo para el franqueo

Actividad	Hora
PRIMER TURNO	
Perforación y voladura	7:00-10:00
Ventilación	10:00-11:00
Carga y acarreo	11:30-15:00
Actividad	Hora

SEGUNDO TURNO

Perforación y voladura	15:30-18:30
Ventilación	19:00-20:00
Carga y acarreo	4:00-7:00

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

El cronograma de trabajo, para el franqueo y adecuación de la galería principal se detalla en la Tabla 29, en el que las barras de la derecha señalan de manera grafica la duración y secuencia de las mismas. En este contexto, la ampliación contempla un ciclo de trabajo de 6 horas que va desde el desmantelamiento de los servicios hasta el transporte. El tiempo de ejecución será de 76 días; el primer tramo se demorará 10 días, el segundo 42 días y el tercero 22 días. La culminación de la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes estaría contemplando en 170 días equivalente a 7 meses y 19 días de trabajo.

Para la el franqueo de galería principal se planificó su culminación en 90 días, el ciclo de trabajo consta de 7 horas, considerando 3 horas de perforación, 30 minutos de voladura, 1 hora de ventilación, 30 minutos de limpieza, y 2 horas de carga y acarreo con la velocidad de la locomotora de 8 km/h por lo que un viaje ida y vuelta es de 16 minutos.

Como parte de las operaciones auxiliares se platea la adecuación del refugio ubicado en la abscisa 0+639.92 m se desarrollará esta actividad en 2 días. Por otra parte, la implementación de rieles (6 metros) cada 2 días; la instalación de servicios (energía, tuberías, cortinas y mangueras) cada 10 días considerando su ubicación a 100 metros del frente para que la voladura nos los destruya; la cuneta para drenaje se limpiara una vez al mes. Finalmente, se construirá la piscina de sedimentación en superficie para el tratamiento de drenaje ácido se realizará en 15 días.

Tabla 29. Cronograma para la construcción de la galería principal de transporte

Id	Nombre de tarea	Duración	mes -1	mes 1	mes 2	mes 3	mes 4	mes 5	mes 6	mes 7	mes 8	mes 9
1	1 PROYECTO PIEDRAS VERDES	170 días										
2	1.1 AMPLIACIÓN DE LA GALERÍA	76 días										
3	1.1.1 Tramo 1	12 días										
4	1.1.1.1 Ciclo de trabajo 6 horas	0 días										
5	1.1.1.1.1 Desmantelamiento de servicios 1h	0 días										
6	1.1.1.1.2 Perforación 2 horas	0 días										
7	1.1.1.1.3 Voladura 30 mins	0 días										
8	1.1.1.1.4 Ventilación 1 hora	0 días										
9	1.1.1.1.5 Limpieza 30 mins	0 días										
10	1.1.1.1.6 Carga y transporte 2 horas	0 días										
11	1.1.1.1.7 Colocación de servicios	0 días										
12	1.1.2 Tramo 2	42 días										
13	1.1.2.1 Ciclo de trabajo 7 horas	42 días										
14	1.1.3 Tramo 3	22 días										
15	1.1.3.1 Ciclo de trabajo 7 horas	22 días										
16	1.2 GALERÍA PRINCIPAL DE TRANSPORTE	90 días										
17	1.2.1 Ciclo de Trabajo de 7 horas	0 días										
18	1.2.1.1 Preparación 10 mins	0 días										
19	1.2.1.2 Perforación 3 horas	0 días										
20	1.2.1.3 Voladura 30 mins	0 días										
21	1.2.1.4 Ventilación 1 hora	0 días										
22	1.2.1.5 Limpieza 30 mins	0 días										
23	1.2.1.6 Carga 2 horas	0 días										
24	1.2.1.7 Acarreo hasta superficie 8 mins	0 días										
25	1.2.2 Colocación de rieles 3 horas cada 2 días	2 días										
26	1.2.3 Cruce a los 37 días	2 días										
27	1.2.3.1 Ciclo de trabajo 7 horas	2 días										
28	1.2.4 Colocación de tuberías 3 horas	3 días										
29	1.2.5 Limpieza de la cuenta de drenaje 3 horas	3 días										
30	1.2.6 Instalación de mangueras LED	10 días										
31	1.2.7 Construcción del refugios	3 días										
32	1.2.7.1 Ciclo de trabajo 7 horas	3 días										
33	2 Construcción de piscina de sedimentación	15 días										

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.4.5. Evaluación de costos

Los costos totales para la construcción y adecuación de la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes, son de 415 686.50 dólares estadounidenses, mismo que se dividen en costos directos e indirectos. El desglose se muestra a continuación.

6.4.5.2. Costos Directos: Se refiere insumos, depreciación de maquinaria y talento humano.

Para el franqueo de la galería, la ampliación de la misma y la adecuación de servicios, se obtiene un total de inversión de \$415 686.50 (Ver Tabla 27). La depreciación de la maquinaria \$9 980 por el semestre (Ver tabla 28), finalmente el talento humano con un total \$12 043 (Ver Tabla 30).

Tabla 30. Insumos

1. maquinaria y equipo para: franqueo de galería	Cantidad	V. unitario \$	Valor total
Dinamitas	9176	0.8	7,340.8
Fulminantes	9176	0.6	5,322.1
Mecha	12182	0.8	9,502.0
ANFO 1 KG	5904	4.3	25,328.2
Barras conicas D=25 mm L=1.60	147	165.0	24,255.0
Brocas de botones D=36 mm	588	15.0	8,820.0
Ventiladores	4	1,500.0	6,000.0
Manga D=10 mm	1273	5.0	6,365.0
Tubería PVC D=25mm	1273	7.3	9,292.9
Tubería PVC para drenaje D=15 mm	1273	5.3	6,785.1
Suministro e Instalación de Geotextil no tejido	900	10.0	9,000.0
Rieles mineros L=6 m	37	36.5	1,350.5
Clavos para riel 3/8x3 ½	148	0.9	127.3
Pernos 1/2x3"	296	1.6	479.5
Eclisas planas	740	8.9	6,549.0
Madera para Durmiente	407	6.0	2,442.0
Cintas LED L=10m	127	1.2	156.2
Cable trifásico	1273	16.0	20,368.0
Malla electrosoldada D= 7 mm separación 150 x 150 MM. (2 para tipo IV)	38	29.2	1,109.2
Pernos de anclaje de 2.80 mts. de longitud D= 25 mm (tipo IV)	130	280.0	36,400.0
Pernos de anclaje de 1.80 mts. de longitud D= 25 mm (tipo II)	869	101.3	87,986.3
Pernos de anclaje de 1.60 mts. de longitud D= 25 mm (tipo III)	680	90.0	61,200.0
Cemento	52	7.1	368.7
Arena	11	7.3	80.3

		TOTAL	336,628.0
AMPLIACIÓN			
Dinamitas	4002	0.8	3,201.6
Fulminantes	3560	0.6	2,064.8
Mecha	6409.5	1.5	9,614.3
Nitrato	200	1.5	300.0
Barras conicas D=25 mm	80	120.0	9,600.0
Brocas de botones D=36 mm	158	9.0	1,422.0
			26,202.7

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Tabla 31. Depreciación de la Maquinaria

1. maquinaria y equipo	vida útil	
Compresor eléctrico	10	7,500.0
Máquina Perforadora YT27	2	500.0
Pala Neumática	10	1,800.0
Locomotora Capacidad de 16 Tn de arrastre	10	6,400.0
Vagones capacidad	10	2,160.0
Ventiladores	5	1,600.0
SUMA:		19,960.0

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Total por los seis meses de trabajo: \$ 9980

Tabla 32. Talento Humano

Función/años	P. Unit Semestral
Perforista	6,804.0
Ayudante de perforación	6,415.2
Operador de pala neumática	5,832.0
Operador de locomotora	5,832.0
Obreros	11,664.0
Fortificación	9,720.0
SUMA	46267
SUPERVISOR, jefe de trabajos	7,776.0
	Total: 12 043

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

6.4.5.3. Costos Indirectos: Se refiere a los suministros y servicios en los que se considera energía, agua, telefonía, internet y equipos de protección personal (EPP), obteniendo un monto de \$20 852.80. (Ver Tabla 30).

Tabla 33. Suministros y servicios

Suministros, Servicios y otros gastos		
	Precio Unit.	
Fijo: Consumo telefónico e internet	25.0	150.0
Costos variables: Agua para producción		
Energía	0.91	19,656.0
Casco 3M	18.2	200.1
Botas impermeables amarillas con Punta de Acero	20.7	227.6
Chaleco reflectivo normado clase I	7.8	85.5
Mascarilla 3M	39.7	436.7
Guantes de látex rugoso sobre algodón	7.3	80.4
Tapón auditivo 3M	1.5	16.5
Etiquetas		
Total de suministros y servicios		20,852.8

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Monto total de inversión para la galería principal de transporte es de 415 686.50

6.4.5.4. Costo por Metro lineal de avance: A continuación (Ver Tabla 30). Se detalla el costo por metros de avance, en el que se incluye los insumos y mano de obra para un ciclo de trabajo.

Tabla 34. Costos por metro lineal

COSTOS ACTUALES DEL PROYECTO				
Detalle	Unidad	Cantidad	Precio Unitario	Precio total
Mano de obra del proyecto				
Jefe de Mina	Día	6 horas	\$ 37.75	
		TOTAL	\$ 37.75	
PERFORACION				
Brocas	Unidad	2	\$ 15.00	\$ 30.00
Barreno L=1.20	Unidad	1	\$ 26.00	\$ 26.00
Barreno L=1.60	Unidad	1	\$ 26.00	\$ 26.00
Aire Comprimido	KW/H	1	\$ 10.00	\$ 10.00
Aceite	Galón	1	\$ 22.00	\$ 22.00
Agua				
VOLADURA				
Nitrato	Kilogramos	40	\$ 1.30	\$ 52.00
Dinamita	Unidad	63	\$ 0.80	\$ 50.40
Fulminante	Unidad	46	\$ 0.58	\$ 26.68
Mecha Lenta	Metro	82.2	\$ 0.78	\$ 64.12
Misceláneos	\$ 5.00	\$ 5.00
Mano de obra				
Perforador	Turno	1	\$ 35.00	\$ 35.00
Ayudante de perforación	Turno	1	\$ 30.00	\$ 30.00

			Subtotal	\$ 377.20
VENTILACIÓN				
Energía	KW/H	120	\$ 0.91	\$ 109.2
Tubería PVC D= 15.24 mm	Metro	1	\$ 0.83	\$ 0.83
Manga de ventilación D=15.24	Metro	1	\$ 7.30	\$ 7.3
			Subtotal	\$ 117.33
CARGA				
Mano de obra				
Operador de maquinaria	Turno	1	\$ 30.00	\$ 30.00
Operador de locomotora	Turno	1	\$ 30.00	\$ 30.00
Ayudante	Turno	1	\$ 25.00	\$ 25.00
ACARREO				
Rieles	Metro	1	\$ 6.08	\$ 6.08
Clavos	Unidad	3.3	\$ 0.14	\$ 0.48
Durmiente	Metro	0.83	\$ 1.00	\$ 0.83
Eclisas		0.67	\$ 1.48	\$ 0.98
Pernos		1.33	\$ 0.27	\$ 0.36
			Subtotal	\$ 93.38
ILUMINACIÓN				
Cinta LED L=10m	Metro	\$ 0.12	10	\$ 1.23
			TOTAL	\$ 626.89

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

7. Discusión

Según Correa (1991), una mina consta de una telaraña de labores temporales y permanentes, cada una tiene su cuidado particular inherente al servicio que presta y se desarrollan en función al avance del yacimiento; por lo tanto, la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes 35 tiene una vida relativamente larga por lo que debe emplazarse sobre roca encajante, debe construirse considerando criterios técnicos que faciliten el transporte, la extracción del material estéril, el paso del personal y el ingreso de los servicios como, aire, agua y electricidad. Es por ello que con las dimensiones diseñadas otorgan un espacio seguro y eficiente, sin sobre excavar la sección ni reduciéndola.

La presencia de material coluvial en superficie difiere con lo representado en la hoja geológica, dado que en ella no se hace mención sobre estos materiales; sin embargo, la geología subterránea presenta rocas andesitas a andesitas basálticas provenientes de la Unidad Portovelo y granodioritas del intrusivo granodiorítico que, si corroboran la información presentada en la hoja, debido a que actualmente los trabajos se desarrollan sobre este tipo de materiales. De igual manera al obtener las propiedades físicas y mecánicas coincide con rocas de altas resistencias las mismas que dificultan los trabajos de excavación.

De acuerdo al sondaje DFI-005 realizado por I'am Gold Corporation (2008), elaborado a 1832 msnm con rumbo 270°, 55° de inclinación a 436 metros de profundidad, se puede evidenciar la presencia de mineralizaciones del tipo vetiforme; es por ello, que la galería de exploración se direcciona hacia estos cuerpos, además en el proyecto de excavación se han interceptado algunas estructuras mineralizadas lo que confirma la información del sondeo.

La ampliación y adecuación de la galería es relevante, debido a su sección actual no permite mecanizar, teniendo en cuenta que al encontrarse con estructuras mineralizadas que pueden ser aprovechadas, se presenta la necesidad de aumentar la producción. Es por ello que se propone ampliar la sección actual, para que el equipo y maquinaria seleccionado pueda movilizarse en su interior. Es así que el primer tramo, se amplía la bóveda extrayendo un total de 608.77 Ton, en el segundo tramo se amplía las paredes y la bóveda con un tonelaje de 2073.58 Ton y en el tercer tramo las paredes con un total de 1385.78 Ton, dando un total de 4068.13 Ton de material estéril.

La alta competencia de la roca implica que el consumo de explosivo sea mucho mayor, debido a que no se logra la fragmentación adecuada, en virtud de ello, se propuso un pasaporte

de perforación cuyos resultados de su implementación se encuentran en el Anexo 16; su aplicación fue exitosa porque se logró optimizar el consumo de explosivo a 0.12 Kilogramos de dinamita y 0.30 Kilogramos de ANFO por barreno en el cuele, obteniendo una mayor fragmentación del macizo, aumentando el avance de 1.37 m a 1.47 m, lo que deriva en el aumento del tonelaje y la producción del frente de trabajo, de igual manera se modificó la forma de la sección de una cuadrada a una abovedada logrando obtener mayor estabilidad del macizo de roca.

Actualmente la ventilación es deficiente con extracción de aire viciado, produciendo falta de aire limpio que deriva en riesgo para el personal, por lo que se diseñó un sistema de ventilación mixto con extracción e inyección de aire, lo que conlleva al mejoramiento de la productividad y reducción del ciclo de franqueo en cuanto a tiempo de ventilación especialmente luego de la voladura. Para la fortificación se diseñó en función al análisis geomecánico que, de acuerdo a los valores obtenidos en clasificación geotécnica, la mayor parte de la galería no tiene necesidad de sostenimiento porque entra en el rango aceptable, salvo tres tramos que necesitan entibado con mallaje y pernos de anclaje.

En operaciones auxiliares; para el drenaje se determinó una pendiente del 2% a fin de mejorar el sistema, de igual manera se propone utilizar el agua proveniente de una fractura para uso en las actividades de perforación con posterior tratamiento en superficie utilizando piscinas de sedimentación. Por otra parte, la iluminación en el que se realizó una comparación entre cintas LED y Bombillas, resultando que el sistema LED, es el más adecuado por su facilidad de instalación, por su eficiencia y economía.

Actualmente su costo de operación es de \$ 530.41 sin embargo el del diseño propuestos es de \$ 626.89 el precio se ve incrementado porque el ciclo actual no contempla servicios como, iluminación, drenaje, ventilación y fortificación, lo que aumenta en la adquisición de insumos como lo son: cintas LED y su instalación, tuberías (drenaje y ventilación), mallas electrosoldadas y pernos de anclaje, finalmente se obtiene un costo de inversión total de 415 686.50 dólares estadounidenses.

Para la construcción y adecuación de la galería se determinó un grupo de trabajo de siete personas, un jefe de mina, dos personas para perforación y voladura, dos para fortificación, un operador de locomotora, un operador de pala neumática y un obrero ayudante. El proyecto tiene una duración de 7 meses y 19 días; se iniciará con la adecuación de la galería, prevista para 74 días en un turno de 6 horas, en razón de que realizar los trabajos de ampliación se puede trabajar con más comodidad y seguridad, luego se ejecutará franqueo de la galería,

prevista para 90 días en turnos de 7 horas. Por último, para las obras auxiliares, se determinó la adecuación de los refugios en 2 días, el franqueo del cruce en 2 días, instalación de servicios en 10 días y la construcción de la piscina en 15 días.

Para finalizar, se logró cumplir con los objetivos propuestos en la presente investigación, y a su vez se optimizó el ciclo de franqueo a través de los diseños determinados como lo es perforación, ventilación, transporte y ampliación, de igual manera al definir una planificación, existe orden y secuencia en las labores que están por ejecutarse, por lo tanto, el proyecto Piedras Verdes 35 se desarrollará con eficiencia y seguridad.

8. Conclusiones

- El área minera Piedras Verdes tiene un total de 1056 metros de avance en túnel, se espera franquear 217 m adicionales en dirección norte, con el objetivo de interceptar las vetas que se encuentran en dicha dirección, por lo que, desde este punto (abscisa 1+056) está proyectada la construcción de la galería principal de transporte. El ciclo de trabajo actual inicia con la perforación, para lo cual se elaboró un pasaporte de perforación con 47 barrenos y avance de 1.37 m por turno, posterior, se ventila el frente por un lapso de dos horas con extracción de aire contaminado, finalizado este tiempo, se limpia y se desatan las rocas, se carga el material en vagonetas de 1.5 toneladas, extrayendo 16 toneladas por turno en un total de 14 viajes. Como parte de las labores auxiliares, mediante el drenaje se evacua el agua con un caudal de 2.26 lt/seg.
- La geología en superficie del sector piedras verdes consta principalmente de material coluvial, los fragmentos en su mayoría corresponden a andesitas y andesitas basálticas; en relación con la carta geológica de Santa Rosa, se deduce su pertenencia a la Unidad Portovelo. Por otra parte, la geología en subterráneo presenta mayor diversidad; siendo que, en la abscisa 0+036.4, se encuentra dioritas de grano fino, en la abscisa 0+0245.08, existen brechas hidrotermales producto del vulcanismo, en el tramo 0+680.80 se presentan andesitas volcánicas relacionadas a la Unidad Porotvelo. En el tramo 0+902.00 se tiene andesitas basálticas relacionadas con la misma Unidad. Finalmente, en el tramo 1+0.006 se presentan granodioritas que varían su tamaño de grano en relación con el intrusivo de la zona.
- Según el análisis geomecánico RMR los tramos 0+266.79- 0+276.79; 0+315.8-0+343.80 y 0+343.80-0+383.8 pertenecen a macizos de clase IV, siendo zonas que requieren sostenimiento. El índice Q, señala que los tramos 0+172.23- 0+222.23; 266.79- 0+276.79; 0+301.09- 0+315.8; 0+343.8-0+383.8; 0+400.8-505.90 y 0 +766-0+828.80, son zonas débiles propensas a sostenimiento; de esta manera, en los tramos 266.79- 0+276.79; 0+301.09- 0+315.8 y 0+301.09- 0+315.8, se requiere utilizar pernos debido a la formación de cuñas. Sin embargo, para definir el resto de fortificación se consideró la clasificación RMR dada su similitud con lo que se presenta en el túnel.
- El diseño de la sección para la galería principal de transporte es de 2.30 metros de ancho, se incluye 0.80 m para seguridad de personal, 2.50 m de alto, 0.58 m de alto de la bóveda, con un área total de 5.28 m². El ciclo de trabajo propuesto comprende la perforación donde se definió un pasaporte de perforación y voladura con 45 barrenos y avance de 1.47 m. Para la ventilación se propone el uso de ventiladores. El saneamiento se acoge a normas generales,

para desatar las rocas se utilizará una barretilla de hierro a una distancia de 1.15 m del frente. La fortificación se realizará según lo definido en el RMR y Q de Bartón. Para la carga, se prevé la extracción de 21 ton del frente en 8 vagones de 2.6 toneladas que serán transportados a superficie por medio de locomotora.

- En obras auxiliares, la cantidad de aire requerida para ventilación es de 6.50 m³/seg, se debe implementar un ventilador con la misma capacidad de aire, por ello, se propone un sistema de ventilación mixto (extracción e inyección de aire). Para drenaje, se considera una cuneta de 20 cm de ancho y 20 cm de profundidad con salida hacia superficie con desembocadura en piscinas de sedimentación, para la fractura de agua se considera la adecuación y entubación del agua para utilizarla en perforación. En la iluminación se propone el uso de mangueras LED. Para el transporte sobre rieles se definió la separación de 30 cm, longitud 6 m y en curvas se considera el peralte de 14 cm por seguridad del personal y del equipo.
- La ampliación de la galería se considera en su totalidad, sin embrago para su ejecución se dividió en tres tramos; el primer tramo 0+000.00-172.18, se ampliará en la bóveda, 0.40 cm y en el hastial derecho 10 cm, extrayendo 608.77 Ton, el segundo tramo 0+172.18-0+408.6, corresponde a 608.77 Ton, se ampliará 97 cm en altura y 90 cm en amplitud, se extraerá un total de 2073.58 Ton. Finalmente, el tercer tramo 0+408.69-1-066.00 corresponde a 1385.78 m con ampliación de 30 cm en el hastial derecho, se extraerá en total 4068.13 Ton.
- El proyecto tiene una duración de 7 meses, se iniciará con la adecuación de la galería, prevista para 76 días en un turno de 6 horas, se continua con el franqueo de la galería, prevista para 90 días en turnos de 7 horas. Para las obras auxiliares, la adecuación de los refugios 2 días, el franqueo de un cruce 2 días, instalación de servicios 10 días y la construcción de la piscina en 15 días. Finalmente, el costo total de inversión es de 434 056.8 dólares, en el que se considera insumos, mano de obra, y depreciación, así como también seguridad y servicios.

9. Recomendaciones

- La evaluación de la calidad del macizo brinda mejores resultados cada 3 metros, aplicando el método de Q de Barton, ya que este se acopla mejor a distancias cortas, teniendo en cuenta la probabilidad de encontrar fracturas, que pueden ocasionar desprendimiento de roca e influir en los pasaportes de perforación, requiriendo menos barrenos en caso que el macizo se encuentre más fracturado y de igual forma se pueda implementar el mismo tipo de sostenimiento considerado anteriormente, evaluando de igual manera la formación de cuñas por lo cual se recomienda su uso.
- Mejorar el sistema ventilación mediante la implementación de la propuesta señalada en esta investigación ya que es relevante y de esta manera se pretende mejorar la calidad de aire; asimismo y paralelamente, es necesario realizar un estudio de gases con la finalidad de conocer cuales, y en qué cantidad se encuentran afectando el interior de la mina y al personal, de este modo, se obtiene información que permita realizar ajustes y acondicionamientos necesarios.
- Implementar el sistema de iluminación propuesto, con la finalidad de evitar y reducir accidentes por la escasa luz, en este caso las Cintas LED son una nueva tecnología de fácil instalación y de mayor seguridad que permiten iluminar el túnel en su totalidad.
- La ampliación de la galería debe efectuarse con el fin de que permita la mecanización, para esto es necesario ejecutar trabajos de excavación, requiriendo que la sección sea lo más exacta posible, para ello es viable realizar voladuras de contorno con cordón detonante, mismo que permite una mejor fragmentación sin sobreexcavar la sección y debilitar al macizo rocoso.
- Se propone realizar un estudio de la calidad del agua proveniente del drenaje de mina en el que se evalué los parámetros principales (Ph, conductividad, solidos totales), a fin de determinar en qué condiciones se regresa a los cauces naturales, y en base a ello se diseñe un tratamiento de efluentes mineros.

10. Bibliografía

- Aldo, O., & Ruiz, A. (2015). *Inestabilidad del terreno en zonas urbanas de Zaruma y Portovelo, Ecuador, Factores condicionantes y desencadenantes*.
- Amstrong, J. & Menon, R. (2001). Minas y canteras. *Enciclopedia de Seguridad y Salud En El Trabajo*, 3, 35–40. <http://www.insht.es/InshtWeb/Contenidos/Documentacion/TextosOnline/EnciclopediaOIT/tomo3/74.pdf>
- ARCERNNR. (2020a). *Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales no Renovables – ARC*. <https://www.controlrecursosyenergia.gob.ec/>
- ARCERNNR. (2020b). *REGLAMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO EN EL ÁMBITO MINERO*.
- Ayala, F. (1997). *Manual de Túneles y Obras Subterráneas*. Instituto Tecnológico Geominero de España.
- Banco Central del Ecuador. (2014). *La minería ecuatoriana*. <https://contenido.bce.fin.ec/documentos/Estadisticas/Hidrocarburos/cartilla00.pdf>
- Bateman, A. (1982). *Yacimientos minerales de rendimiento económico* (sexta). Ediciones Omega.
- Belousov, V. (1979). *Geología Estructural* (segunda). Editorial MIR.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herbet, J. (2013). Perforación y Voladura de Roca en Minería. *Journal of Investment Management*, 264. https://oa.upm.es/21848/1/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- Blanco, R., & Sargentón, G. (2009). *Proyecto de Construcción Subterránea- Construcción de Excavaciones Horizontales* (Vol. 1). Felix Varela.
- Chávez, C., & Meller, P. (2020). *La Región Minera: Chile y Perú*. Editorial Universidad de Talca. https://www.cieplan.org/wp-content/uploads/2020/12/LA_GRAN_REGION_MINERA_eBook.pdf
- Correa, A. (1991). *Galería Mineras La modelización analítica como una ayuda Geomecánica para el diseño minero*. <https://doi.org/https://doi.org/10.15446/ing.investig.n25.20718>
- De la Cuadra Irizar, L. (1974). *Curso de Laboreo de Minas*.

- DECRETO - EJECUTIVO 2393. (2020). *Instituto Ecuatoriano De Seguridad Social, Seguro General De Riesgos Del Trabajo*. 8–10.
- Díaz, M. (2006). *Carga, Transporte y Extracción en Minería Subterránea*. Septem Ediciones.
- Eadic. (2020). *Clasificaciones geomecánicas de macizos rocosos*. <https://eadic.com/blog/entrada/clasificaciones-geomecanicas-de-macizos-rocosos/>
- el Comercio. (2010). *Zaruma tiene dos clases de minería | El Comercio*. <https://www.el-comercio.com/actualidad/ecuador/zaruma-clases-mineria.html>
- Emulnor® - Famesa. (n.d.). Retrieved December 2, 2022, from <http://www.famesa.com.pe/productos/altos-explosivos/emulnor/>
- ENAMI, & SONAMI. (2013). *Fortificación y Acuñaadura Guía de Operación para la Pequeña Minería*.
- Estruch, M., & Tapia, A. (2003). *Topografía Subterránea para Minería y Obras*.
- Estupiñan, R., Romero, P., García, M., Garcés, D., & Valverde, P. (2021). *La minería en Ecuador. Pasado, Presente y futuro*. https://www.igme.es/boletín/2021/132_4/BGM_132-4_Art-10.pdf
- Facultad de Ingeniería Civil Departamento de Hidráulica e Hidrología. (n.d.). *FLUJO UNIFORME*.
- García, F. (1994). *Curso Básico de Topografía*. Árbol Editorial.
- Gavilanes, H., & Andrade, B. (2004). *Introducción a la ingeniería de túneles* (AIME, Ed.).
- González de Vallejo, L. F. M. O. L. O. C. (2002). *Ingeniería Geológica.pdf*. Pearson Educación.
- Herbert, J. H., & Ortiz, F. (2007). *Elementos de minería*. https://oa.upm.es/10684/1/070515_ELEMENTOS_DE_MINERIA-0607.pdf
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1985). *Excavaciones Subterráneas en Rocas*. Mc Graw Hill.
- Induminer. (n.d.). *VENTILADORES | Induminer*. Retrieved December 11, 2022, from <https://www.induminer.com/ventiladores>

- Instituto de Investigación Geológico y Energético. (2017). *Hoja Geológica: Santa Rosa, El Oro*.
- Jimenez, B., & Aguilar, V. (1995). *Luminotecnia*. 332.
- KAMACH. (2020). *Pala neumática cargadora, Pala minera neumática*. <https://www.kamach.es/electric-rocker-shovel-loader2.html>
- López, C., Ortiz, F., Lopez, E., & Pernia, J. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. IGME.
- Ministerio de Minería del Ecuador. (2016). *Plan nacional de desarrollo del sector minero*. 1–308. <http://www.mineria.gob.ec/plan-nacional-de-desarrollo-del-sector-minero/>
- Miromina. (2020). *RIELES - Miromina*. <https://www.miromina.com.pe/product/rieles/>
- Niemeyer, H. (2009). *Geología Estructural*. RIL EDITORES.
- ONU. (2018). La Agenda 2030 y los Objetivos de Desarrollo Sostenible Una oportunidad para América Latina y el Caribe L. In *Publicación de las Naciones Unidas*. https://repositorio.cepal.org/bitstream/handle/11362/40155/24/S1801141_es.pdf
- Otaño, J. (2014). *Fragmentación de Rocas con Explosivos* . Félix Varela.
- Parejo, C., Javier, B., & Coletto, P. (2012). *LA MINERÍA METÁLICA EN EL MUNDO. EL CASO PARTICULAR DE EXTREMADURA*. Universidad de Extremadura.
- Paye, J. (2020). *Implementación del Sistema de Extracción con Locomotora y Carros Mineros Sobre Rieles-Unidad Operativa Arcata*. Universidad Nacional del Antiplano.
- Pereda, S., & Polanco, R. (2009). *Transporte Minero* . Félix Varela .
- Plá, F., Moyano, I., Herrera, J., Fernando, H. D., & Plá de la Rosa, F. (2001). *Curso de Evaluación y Planificación Minera*.
- Portal Minero S.A. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia*.
- Ramírez, P., & Alejano, L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf
- REPROACERO. (2020). *Vagones mineros – Reiproacero S.A*. <http://reiproacero.ec/m/producto/vagones-mineros/>
- ROBLAN. (2021). *Iluminación LED en minas subterráneas con LED STRIP*. <https://roblan.com/en/roblan-news/iluminacion-led-minas-subterraneas-led-strip/>

- Rojas, K., & Solano, Y. (2017). *Diseño de Malla de Perforación y Voladura para la Reducción de Costos en el Nivel 1590 Crucero 520 de la U.E.A Capitana - Corporación Laces S.AC Mineraia y Construcción - Caraveli - Arequipa*. Universidad Nacional de Huancavelica.
- Seguridad Minera. (2012). *Iluminación en operaciones mineras exige seguridad*. <https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/iluminacion-en-operaciones-mineras-exige-seguridad/>
- SENPLADES. (2013). *Agenda Zonal 7- Sur*. <https://www.planificacion.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2015/10/Agenda-zona-7.pdf>
- SENPLADES. (2021). *Plan Nacional de Desarrollo 2021-2025*. <https://observatorioplanificacion.cepal.org/es/planes/plan-de-creacion-de-oportunidades-2021-2025-de-ecuador>
- Serminsa. (2021). <https://www.serminsa.com/vagones>
- SERMINSA. (2021). *Serminsa*. <https://www.serminsa.com/wr9>
- Smirnov. (1976). *Geología de Yacimientos Minerales*. Mir Moscú.
- Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía. (2004). *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea. I*, 240. https://www.anm.gov.co/sites/default/files/folleto_mineria_ventilacion.pdf
- Sosa, H. (1978). *Tecnología del Franqueo y Mantenimiento de Galerías*.
- Sotelo, J. (2014). *Ventilación de Minas*. Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo.
- Tarback, E., & Lutgens, F. (2017). *Earth an introduction to physical Geology* (Twelfth). Pearson Education.
- UNL. (2021). *Reglamento de Régimen Académico de la Universidad Nacional de Loja*.
- Vasallo, L. F. (2008). *Yacimientos Minerales Metálicos*.
- Vásquez, P. (2019). *Manual de prácticas de laboratorio de Mecánica de Rocas. (Parte I)*.
- Vélez, A., Morgan, G., Ortiz, F., Vásquez, H., Eduardo, S., Guio, J., & Jacome, H. (2017). *Guía de seguridad para ventilación de minas subterráneas*. Positiva Compañía de

Seguros, I(1ra Edición), 1–40. https://www.anm.gov.co/sites/default/files/folleto_mineria_ventilacion.pdf

Zaldumbide, M. (2012). *Manual para Franqueo de Labores Verticales, Horizontales e Inclinas Mineras o Civiles*.

11. Anexos

Anexo 1. Mapa de ubicación

Anexo 2. Mapa de la geología regional del sector Piedras Verdes

Anexo 3. Plano del levantamiento topográfico del campamento minero

Anexo 4. Plano de estructuras mineralizadas y sondajes

Anexo 5. Pasaporte de perforación y voladura actual

Anexo 6. Mapa geológico local en superficie

Anexo 7. Mapa geológico-estructural interior mina

Anexo 8. Clasificación del macizo rocoso

Anexo 9. Esquema para reservorios de aire comprimido

Anexo 10. Propuesta al pasaporte de perforación y voladura

Anexo 11. Esquema de ventilación

Anexo 12. Diseño de la galería principal de transporte

Anexo 13. Diseño de ampliación de la galería principal de transporte

(Ubicados en el cd- Nro. 1)

Anexo 14. Ficha de recolección para la descripción de actividades actuales

CARACTERÍSTICAS DEL CAMPO MINERO				
Titular				Cod. Censal
Coordenadas	X: 651865	Y: 9603740	Z: 1379 Ref. al Poste	
Datum	DOAD 56	Ubicación	Piedras Verdes	
Realizado por:	Domenica Mendibeta Cueva			
Personal Requerido	Cantidad			
Perforadores	1			
Ayudante	1			
Peones	6			
Maquinaria	Cantidad	Especificación Técnica	Placa	Coordenadas
Compresor	3			651604, 9603101
Barrenadora	1	YT27		
Vehículos	Cantidad	Especificación Técnica		
Vagoneta	5. oper	1/2 Tn. 2 Tn.		
Volqueta	x			
Locomotora	x			
Infraestructura	Cantidad	Tipo De Construccion	Superficie	Coordenadas
Comedor	No hay.			
Oficina	No hay.			
Cocina	No hay.			
Baños	1	Mp4to		
Dormitorios	No hay.			
Bodegas De Combustible	los hay.			
Polvorín	1	Interior mina Madera		-
Polvorín Fulminates	1	Bodega pequeña	10	-
Relavera	x			
Escombrera	1			
P. Sedimentación	1	Hornigon		
Insumos	Tipo	Cantidad	Procedencia	
Combustible	Presel.	500 galones semanal.		
Energía	Electrica	republica		
Agua				
Observaciones	3 compresores 1 de 210 H. Sullar 1 Atlascopco. Fulminantes separados 10 m de la galvora.			


Nota: Elaborado por la autora, (2023)

DESCRIPCION DE LAS ACTIVIDADES ACTUALES									
Coordenadas	X: 651865		Y: 960716		Z: 1379. Ref al poste				
Datum	FSDP 36		Estado		Acrilo				
Representante:			Titular Minero		Minerica S.A.				
Propietario del terreno	Minerica		Contrato operacional		NO				
Dimensiones de la galería	1.80 ancho x 1.0 de alto		Forma de sección		Cuadrada				
Realizado por	Doménica Mendota								
Perforación									
Máquina de perforación	Y727		Longitud de barrenos		1.60				
Diámetro del barreno	36 mm	Nro de barrenos		48	Perforaciones diarias		2		
Personal Requerido	2		Tiempo de perforación		3 horas				
Tiempo de perforación por barreno	2 min 30 seg		Fragmento de roca mas grande		5				
Observaciones	Culaca 1.35m; 3 obalagos								
Voladura									
Tipo de explosivo	Explogel 1" x 1"		Tiempo de cargado		30 min				
Tiempo de cargado por barreno	0.66 segundos		Cantidad de explosivo por barreno		650 g				
Sistemas de iniciación:	Mecha Lenta	<input checked="" type="checkbox"/>	Cordón detonante	<input type="checkbox"/>	d eléctrico	<input type="checkbox"/>	Otros	<input type="checkbox"/>	
	Detonador	Fulminantes		Cantidad de explosivo por voladura					
Personal requerido	2		1 Guía		1.60				
Ventilación									
Tipo de ventilación	Natural		Mecánica		<input checked="" type="checkbox"/> Tubos				
Tiempo de ventilación	2 horas		Extracción	<input checked="" type="checkbox"/>	Inyección	<input checked="" type="checkbox"/>			
Saneamiento									
Instrumento	Borehilla y Combo		Longitud		1.60				
Características	Pulido, limpieza del frente con agua								
Fortificación									
Madera			Hormigón	x primeros 17mts		Pernos			
Metros de fortificación	17mts								
Características									
Carga									
Forma del carguío	Pala		Nro de vagonetas		5				
Capacidad	1.5 toneladas		Cantidad de material extraído		24 tb x cada voladura				
Personal requerido	1 Operador 4 obreros								
Acarreo									
Forma de desplazamiento	Pelea		Destino		Escambiera				
Personal	4 obreros		Tiempo						
Iluminación									
Eléctrica			Lamparas continuas			Linternas	<input checked="" type="checkbox"/>		
Desagüe									
Natural	<input checked="" type="checkbox"/> Cancha		Bombas			Otros			
Observaciones	Cuando sale agua se pone válvulas								

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

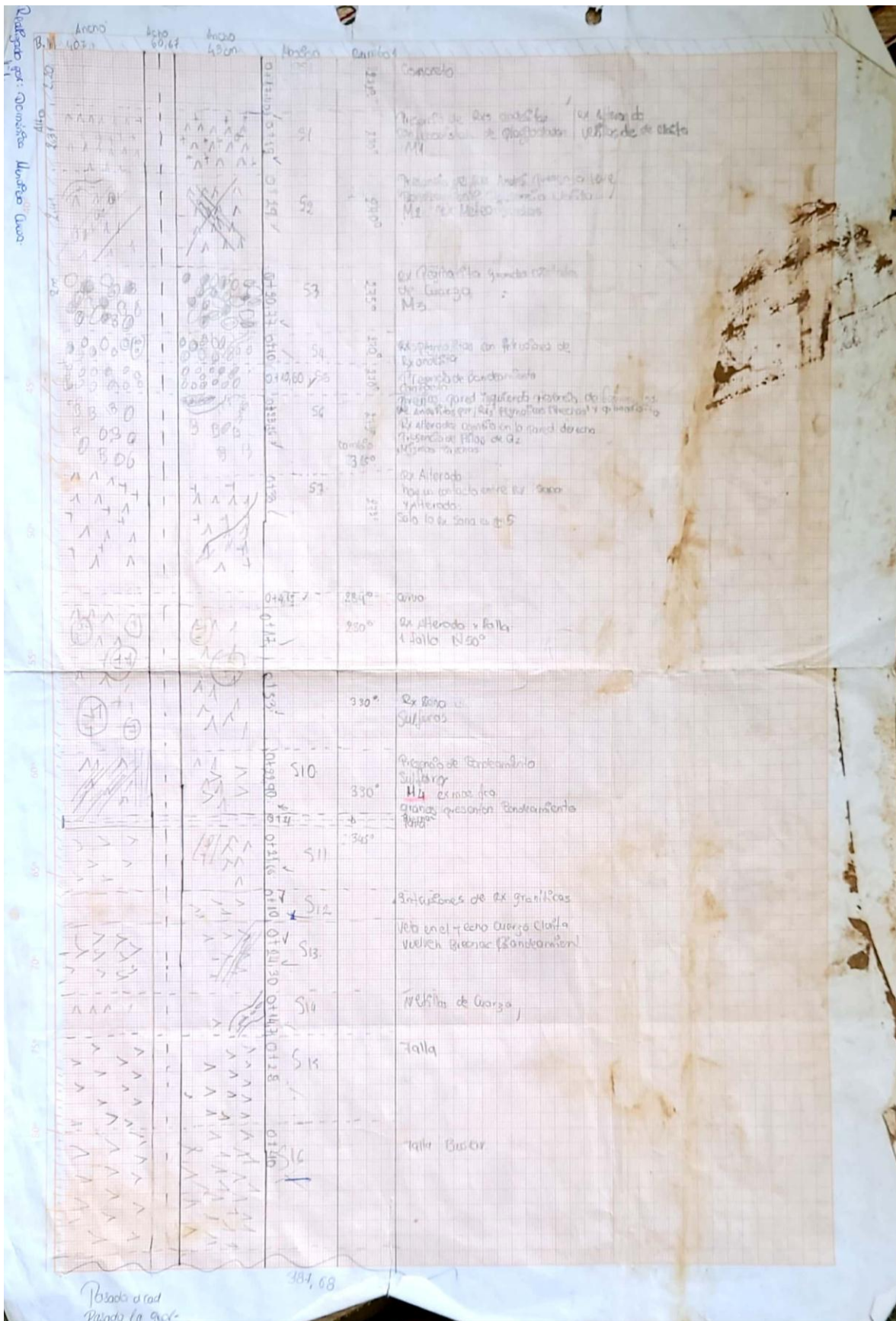
Anexo 15. Fichas para la caracterización geológica en superficie y en subterráneo

Ficha para geología en superficie

		Facultad de la Energía, Las Industrias y Recursos Naturales No Renovables Carrera de Ingeniería en Minas				
CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA EN SUPERFICIE						
AFLORAMIENTO						
Número de afloramiento	1	Código:	001	Ubicación	Quebrada	
Coordenadas	X: 05 43 00.65	Y:	760 33 00	Z: (29)	Datum	WGS 84
Realizado por:	Dionisio Mendez Cueva		Formación/ unidad			
Descripción:	Quebrada.					
Litología:	Medidas Estructurales			R	D	DD
Estructura	Pliegues	Fallas		Otros		
Grado de meteorización	Inalterada ()	Ligeramente alterada ()	Moderadamente alterada ()	Muy alterada (X)	Completamente Meteorizada ()	
Hidrogeología	Sin presencia de agua ()	Seco, sin señales de agua ()	Húmedo ()	Goteo ()	Flujo ()	Caudal estimado (X)
Esquema de afloramiento						
MATRIZ ROCOSA						
DESCRIPCION DE LA MATRIZ ROCOSA						
Nombre de la roca	Andesita	Código	001	Grupo	Volcánico	
Color	Cafe rojizo	Textura	Alamiro			
Origen	Ígneo	Estructura				
Mineralogía	No distingue	Protolito				
Estado de la roca	Muy Alterada					
Tipo de metamorfismo						

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Ficha para geología en subterráneo

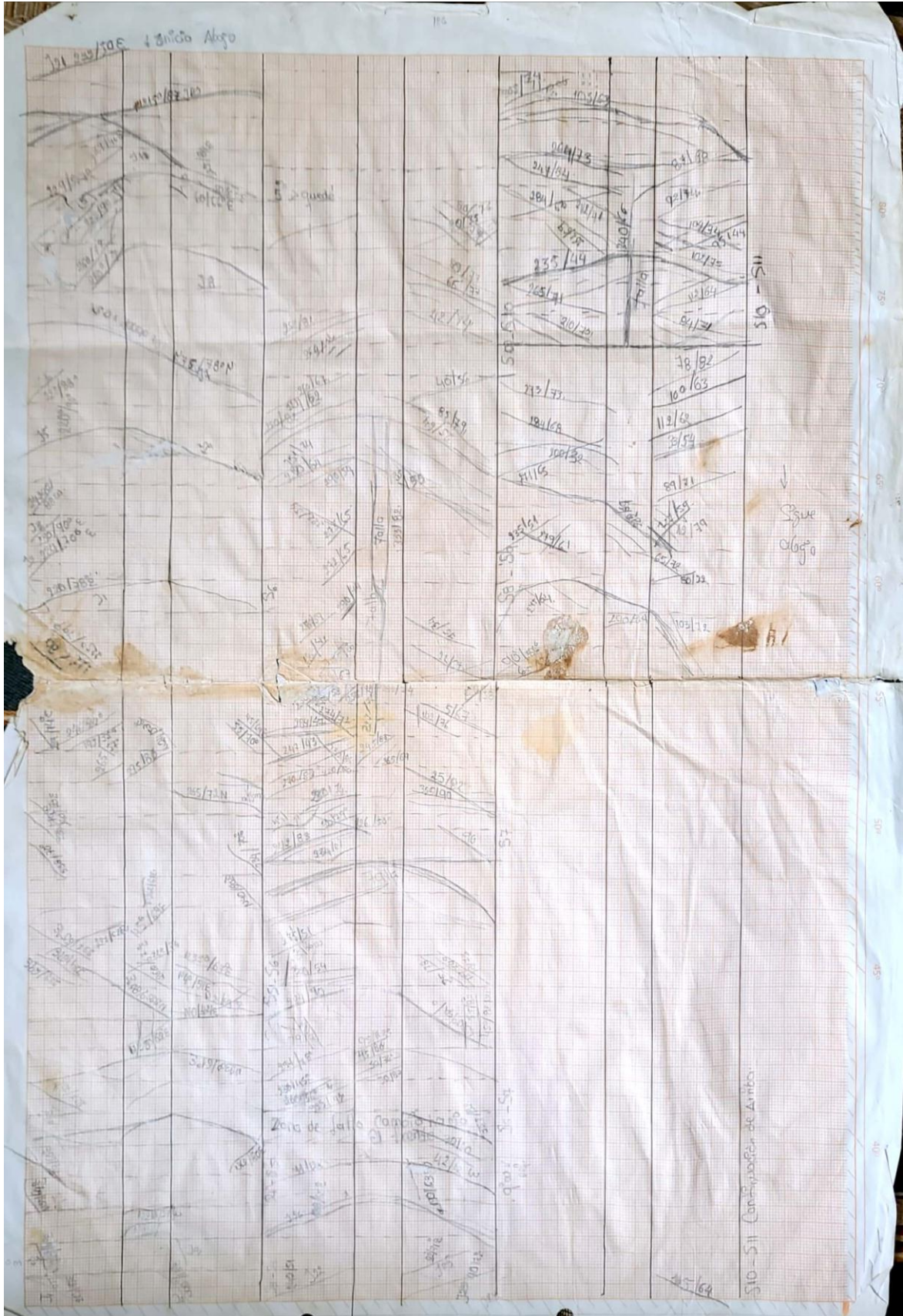


Anexo 16. Clasificación del macizo rocoso

Realizado por											Fecha:																																
N°	HOJA N°		SEPARACION EN mm		LONGITUD EN m RUMBO - BUZAMIENTO		APERTURA EN mm		RUGOSIDAD				Meteorización			Filtración			Relleno		OBSERVACIONES																						
	TIPO DE PLANO		DIRECCION DE BUZAMIENTO (°)		BUZAMIENTO (°)		R		Rugosa				Composición			Seco (15)			Ligeramente húmedo (10)			Húmedo (7)																					
									Escalonada				I Inalterada (6)			Ligeramente alterada (5)			Moderadamente alterada (3)			Muy alterada (1)		Compl. meteorizada (0)		Suelo residual (0)		Ligeramente húmedo (10)		Húmedo (7)		Goteos (4)		Flujo (0)		Ninguno (6)		Duro (5-3)		Blando (1-0)			

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Conteo Volumétrico de fracturas



Anexo 17. Fichas para la recolección de datos de las propiedades físico mecánicas de las rocas
Descripción petrográfica

Pocos en campo
 Intermedios → el agua son
 Sólidos → Exclusivos

Universidad Nacional de Loja		Facultad de la Energía, Las Industrias y Recursos Naturales No Renovables Carrera de Ingeniería en Minas			
DESCRIPCIÓN PETROGRÁFICA					
Realizado por	Domenica Mendez		Nro	M1	
Fecha	09/09/2022		Ubicación	0+19.00	
Coordenadas			Tipo de muestra	Igne	
2. DESCRIPCIÓN PETROGRÁFICA					
Tipo de roca	Metasedimentaria Granito Diorita Granito Medio				
Origen	Igne, Intermedio.				
Color	Verde azulado con tonos blancos.				
Minerales principales	Cuarczo: oligoclase una feldspatales				
Minerales secundarios	Micas Biotas				
Minerales accesorios	Pirita				
Tamaño de grano	medio.				
Textura	fanerica.				
Estructuras					
Mineralización	Pirita Pirita, Magnetita.				
Grado de meteorización					
Tipo de alteración					
Grado de meteorización	Sana (X)	Algo meteorizada ()	Moderadamente Meteorizada ()	Muy Meteorizado ()	Completamente Meteorizada ()
Descripción	Cristales de Qz presentan cierto alargamiento. Una capa de carbonatos Caucita granulosa Diorita ya que en microscopio se observa estructura Melagranodiorita?				

Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Propiedades físicas de las rocas a continuación:

Densidad real:
 $\rho_w = 0,9986 \text{ gr/cm}^3$

Vacio. 168,29

TARA	N°	Peso de la muestra (gr)	Peso Picnómetro (gr) N°	Peso Picnómetro (gr) y Agua W1	Peso con muestra (gr) G	Masa picnómetro y muestra W2	RESULTADO
54	Muestra 1	33,46	47,58 (6)	147,37	178,49	Corr.	2,699
229	Muestra 2	41,58	47,47 (36)	147,21	175,33	Corr.	
236	Muestra 3	33,93	47,58 (6)	147,37	169,91	Corr.	
226	Muestra 4	31,26	47,47 (36)	147,21	167,65	Corr.	
287	Muestra 5	30,11	47,58 (6)	147,37	166,18	Corr.	✓
249	Muestra 6	30,06	47,47 (36)	147,21	166,57	Corr.	
73	Muestra 7	30,08	47,58 (6)	147,27	166,59	Corr.	✓
23	Muestra 8	31,53	47,47 (36)	147,21	170,72	Corr.	✓
	Muestra 9	50,00	47,47 (36)	147,21	178,42	Corr.	
300	Muestra 10	30,11	47,58 (6)	147,37	166,60	Corr.	✓
	Muestra 11	37,03	47,58 (6)	147,37	174,51	Corr.	✓
VA	Muestra 12	30,30	47,58 (6)	147,37	166,55	Corr.	✓

- + El capilar del picnómetro debe rebotar.
- + Desairear el agua para hacer el ensayo, con la bomba al vacío
- + Hacer ajornado de 10cm.

$$p_r = \frac{49,981}{147,37 + 49,981 - 178,49} \times 0,9986$$

- 1) Triturar muestra
- 2) Pesar 50gr.
- 3) poner a secar en el horno a 70° x 24hrs.
- 4) pesar picnómetro vacío.
- 5) pesar picnómetro con agua
- 6) Mezclar muestra con agua en un vaso precipitado con un embudo, y quitar las burbujas.
- 7) Pesar fin del ensayo.

$$\frac{49,981}{18,491} \times 0,9986 = 2,699 \approx 2,7$$

- Una gráfica que nos muestre todas las gráficas que nos interesa.
- la muestra 12 como se comporta con respecto a los otros en la geoestadística.

Fecha de inicio: 29/08/2022
 Realizado por: Damián Mondrón Araya 01/08/2022

Anexo 18. Parámetros de clasificación RMR de Bienawski

PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN									
1	Resistencia de la Matriz Rocosa	Ensayo de Carga Puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (MPa)		
		Compresión Simple (MPa)	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
		Puntuación	15	12	7	4	2	1	0
2	RQ D		100-90%	90-75%	75-50%	50-25%	<25%		
			Puntuación	20	17	13	6	3	
3	Separación entre diaclasas		> 2m	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	< 0.06m.		
			Puntuación	20	15	10	8	5	
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1mm	0.1-1mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno suave <5mm	Relleno suave >5mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua Freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación Presión de agua/Tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		
ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES EN EL TÚNEL									
Dirección Perpendicular al eje del túnel				Dirección Paralela al eje del túnel			Cualquier dirección Buzamiento 0° - 20°		
Excavación a favor del Buzamiento		Excavación en contra del buzamiento							
Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°				
Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media			Desfavorable	
CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES									
Dirección y Buzamiento		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable			Muy Desfavorable	
Puntuación	Túnel	0	-2	-5	-10			-12	
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15			-25	
	Taludes	0	-5	-25	-50			-60	
CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN EL RMR									
RMR	100-81		80-61	60-41	40-21			<20	
Clase	I		II	III	IV			V	
Calidad	Muy Buena		Buena	Media	Mala			Muy Mala	
Cohesión	> 4 Kp/cm ²		3 - 4 Kp/cm ²	2 - 3 Kp/cm ²	1 - 2 Kp/cm ²			< 1 Kp/cm ²	
Ángulo de rozamiento	> 45°		35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°			< 15°	
Tiempo de Autosoporte y longitud sin sostener	10 años 15m.		6 meses 8m.	1 Se- mana 5m	10 horas 2.5m.			30 minu- tos 1m.	

Nota: Tomado de Bienawski, (1989), como se citó en González de Vallejo (2002, p. 232)

Anexo 19. Formulario para cálculos de la sección y ciclo de trabajo

CÁLCULO DE SECCIÓN

e. Para el ancho

$$B_o = m + KA + p + n + a_1 + a_2$$

Donde:

m: Espacio (holgura) de seguridad entre el medio de transporte y fortificación, (Ver Tabla 39)

Tabla 35. Espacio a dejar entre los medios de transporte y fortificación, mm

Espacio	En tramos rectos		En curvos	
	Madera y metal	Piedra y hormigón	Madera y metal	Piedra y hormigón
Entre la fortificación y la parte mas saliente del medio de transporte	250	200	De 350 a 550	De 300 a 500
Espacio para el paso del personal	700	700	De 800 a 1000	De 800 a 1000
Espacio entre trenes el encuentro según sus partes mas salientes	200	200	550	550
En los lugares donde se realiza la subida de personal entre la fortificación y la parte mas saliente del tren	1000	1000	-	-
Entre la fortificación y la parte mas sobresaliente de un transportador de banda	400	400	-	-
Similar pero del lado del paso del personal	700	700	-	-

Nota: Tomado de Blanco y Sargentón (2009, p. 148)

A: Mayor ancho de los medios de transporte utilizados.

p: Espacio entre medios de transporte.

K: Numero de vías

a_1 : Ensanchamiento de la excavación por el lado del transporte a causa de la curvatura de los peones (Sosa, 1978, p. 111).

Siendo:

h: altura del medio de transporte desde la cabeza de los rieles, [m]

h_B : Espesor de la capa de balasto, [m]

h_R : Altura desde la capa de balasto a la cabeza de los rieles, [m]

h_c : Altura de la parte recta del apoyo, [m]

α_1 : ángulo de transición de la parte recta de los apoyos a la curva (habitualmente se toma $\alpha_1 = 10-20^\circ$)

a_2 : Ensanchamiento por el lado de paso de personal

$$a_1 = (h_o - h_c)tg \alpha_1$$

Donde:

h_o : Altura del medio de transporte al nivel del pie del arco¹

$$h_o = h + h_B + h_R$$

$$a_2 = (h_p - h_c)tg \alpha_1$$

h_p : Altura del paso libre del personal, [m]

$$h_p = 1.8 + h_B$$

n: Espacio (holgura) para el paso del personal que se lo obtiene por medio de la siguiente ecuación

$$n = 0.7 + (1.8 - h - h_R)cot \alpha$$

Donde

α : Angulo de inclinación de los peones (habitualmente se toma igual a 80°)

h: Altura del tren desde la cabeza de los rieles, m

¹ Blanco y Sargentón 2009; Sosa, 1978; Zaldumbide, 2012

h_R : Altura de la capa de balasto hasta la cabeza de los rieles (se toma $h_R \approx 0.16m$)

En el caso de que h_c sea mayor que h_o la fórmula adquiere la forma siguiente:

$$B_o = m + KA + p + n$$

f. Para el alto

- La altura de la galería será:

$$hl = \frac{B_o}{2} + 1.3$$

Cuando $f \leq 12$

La altura de la bóveda será:

$$h_o = \frac{B_o}{3}$$

Radio: El radio mayor y el radio de las esquinas será

$$R = 0.693 \times B_o$$

CÁLCULO DE PASAPORTES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Elección del explosivo: Se lo realizará en función a: disponibilidad en el mercado, precio, diámetro de carga, presencia de agua, características de las rocas como la resistencia y la porosidad.

Profundidad de los barrenos:

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

D_2 : Diámetro del barreno vacío [m]

$$db = dc + 4mm$$

dc: Diámetro del cartucho de sustancia explosivo

Avance:

$$X = 0.95 \times L$$

Concentración lineal de carga

$$q_1 = 55D_1 \times \left[\frac{B}{D_2} \right]^{1.5} \times \left[B - \frac{D_2}{2} \right] \times \left[\frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

Donde:

q_1 : Concentración de carga lineal (medido en Kg/m).

D_1 : Diámetro de Perforación elegido en función a la broca

D_2 : Diámetro de taladro vacío

c : Constante de la roca; se utilizará el algoritmo de Roger Homberg con la finalidad de obtener el error de perforación (Rojas y Solano, 2017, p. 87).

$$Ce = \frac{0.56 \times \rho \times Tg \left(\frac{GSI + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$C = 0.8784 \times Ce + 0.0052 \text{ [kg/m}^3\text{]}$$

PRP_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo con respecto al ANFO

$$r = 0.262 \times B_o$$

Sección útil:

$$S_1 = B_o \times (hl + 0.26 \times B_o)$$

Sección útil:

$$S_1 = 2hl + 2.33 \times B_o$$

Cuando $f > 12$

La altura de la bóveda será:

$$h_o = \frac{B_o}{4}$$

Radio: El radio mayor y el radio de las esquinas será

$$R = 0.905 \times B_o$$

$$r = 0.173 \times B_o$$

Sección útil:

$$S_1 = B_o \times (hl + 0.175 \times B_o)$$

Sección útil:

$$S_2 = 2hl + 2.22 \times B_o$$

- Longitud de retacado

$$T = 10 \times D_1$$

- Longitud de carga

$$L_c = (\text{Profundidad de barreno} - \text{Longitud del taco})$$

- Numero de cartuchos:

$$N^\circ = \frac{q_1 \times L_c}{W \text{ de cartucho}}^2$$

Diseño de las secciones de arranque para el frente: Conocidos como cuele y contracuele, se considerarán cuatro secciones:

I. Sección

$$B_1 = 1.5 \times D_2 - E_p$$

E_p : Error de perforación

$$E_p = \alpha \times L + e'$$

Donde:

L = longitud de perforación

α : desviación angular

e' = error de emboquille

II. Sección

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah \times q_1 \times PRP_{ANFO}}{D_1 \times c}}$$

- Anchura de los huecos rectangulares

$$A_h = \sqrt{2} \times (B_1 - E_p)$$

III. Sección

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah \times q_1 \times PRP_{ANFO}}{D_1 \times c}}$$

- Anchura de los huecos rectangulares

$$A_h = \sqrt{2} \times (B_2 - E_p)$$

IV. Sección

² López et al., (2003); Otaño, (2014, p. 77)

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah \times q_1 \times PRP_{ANFO}}{D_1 \times c}}$$

- Anchura de los huecos rectangulares
 $A_h = \sqrt{2} \times (B_3 - E_p)$

Hastiales:

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{\bar{c} \times f(S/B)}}$$

- Altura disponible
 $hdisp = h \text{ túnel} - r$
- Espaciamiento
 $hdisp = 0.3345 \times hdisp$

Tabla 36. Relación entre el espaciamiento y la piedra

Dirección de salida de los barrenos	Factor de fijación f	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25

Nota: Tomado de López et al. (2003, p. 258)

\bar{c} : Constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0,05$ para burden $\geq 1,4$ m

$\bar{C} = c + 0,07/B$ para burden $< 1,4$ m

$$\text{Carga Lineal: } q_4 = \frac{32.3D_1 * \bar{c} * Bz}{PRPANFO * \text{Sen}\left(\frac{\arctg(AT)}{2 * Bz}\right)^{1.5}}$$

CÁLCULO DE VENTILACIÓN

Caudal necesario del personal

$$Q_{ob} = Fn \text{ [m}^3/\text{min]}^3$$

Donde:

Donde F = m³/min., cantidad de aire para cada hombre en bajo tierra, según norma reglamentaria Decreto

Art 104: El flujo de aire será regulado tomando en consideración el número de personas expuestas, la duración de las labores, el tipo de maquinaria de combustión interna, las emanaciones naturales de las minas, y las secciones de las galerías. El flujo mínimo de aire necesario por persona estará dado en función de la altura geográfica de la mina (metros sobre el nivel del mar – msnm), que se resume en la siguiente tabla ⁴

- Numero de taladros

$$N^{\circ}ba = \frac{Hdisp}{S/B} + 2$$

Contorno y destroza

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{\bar{c} \times f(S/B)}}$$

Donde:

f: Factor de fijación, se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos

S/B: Relación entre el espaciamiento y la piedra se lo obtendrá de la siguiente tabla

$$\text{Numero de taladros: } N^{\circ}b = \frac{AT + 2L \times \text{sen } \gamma}{B} + 2$$

Donde

AT: anchura del túnel ; sen γ : ángulo de realce

- Espaciamiento entre barrenos centrales

$$S_z = \frac{AT + 2L \times \text{sen } \gamma}{N^{\circ}b - 1}$$

- Espaciamiento para los barrenos del rincón

$$S'_z = S_z - L \times \text{sen } \gamma$$

- Burden práctico

$$Bz = B - L \times \text{sen } \gamma - Ep$$

- Longitudes de la carga de fondo (Lf) y de columna (Lc)

$$Lf = 1.25 \times Bz$$

$$Lc = L - Lf - 10D_1$$

Zapatera: Se realizará de la forma similar a la zapatera sin embargo se aplicarán la relación S/B igual a 1.

Tabla 37. Flujo mínimo de aire por altura de la mina

Altura de la mina (msnm)	Flujo por persona
Hasta 1500	3
1500-3000	4
3000-4000	5
Mas de 4000	6

Nota: ARCERNNR, (2020, p. 69)

n = número de personas que se encuentran trabajando al mismo tiempo en la mina, en el turno más cargado de mineros

Caudal de aire por consumo de sustancia explosiva

$$Q_{se} = \frac{100aA}{0.008t} \text{ [m}^3/\text{min]}$$

Donde:

Q_{se} = Caudal de aire por consumo de sustancia detonada (m³/min)

³ Sotelo, (2014)

⁴ ARCERNNR, (2020, p. 69)

100 = Relación de porcentaje (%)

a = Relación de gases tóxicos por explosión de 1kg SE (m^3/kg) = 0.40 m^3/kg . Producto toxico.

A = Cantidad de explosivo por voladura (kg)

0.008 = Concentración de tóxicos permitidos (%)

t = Tiempo que demora en ventilarse (min)

Cantidad de aire por la velocidad mínima

$$Q = V \times S_{franq}$$

Sfranq = Superficie franqueada

Dónde:

V = Velocidad mínima de aire establecida por las normas de seguridad, 0,15 m^3/seg .

Cantidad real de aire necesaria para la ventilación

$$Q_{ra} = p \times Q_{max}$$

CALCULO DE TRANSPORTE

Plataforma: Se deberá considerar la pendiente para el drenaje.

1. **Balasto:** Se determinará la capa de balasto según normas

2. **Rieles:** La longitud se determinará según normas, la separación se determinará en función a la maquinaria, y el peso se lo determinará mediante la siguiente tabla 38

Tabla 38. *Peso de riel apropiado para diferentes pesos de locomotora*

Peso locomotora en toneladas	1	2	2	3	3	4	5	7	8	9	13	15	20	25
	1/2		1/2		1/2									
Peso mínimo de riel que debe usarse	8	12	12	16	16	16	16	20	20	25	30	40	50	60
Peso recomendado	12	16	20	20	20	25	25	30	30	40	40	50	60	70

Nota: Tomado de Corimaya, 2007, p.23 como se citó en Paye, 2020)

1. **Travesías o durmientes:** Se determinará las dimensiones en función al peso según la Tabla 39.

Tabla 39. *Espaciamientos entre durmientes*

Sección pulgadas	Peso normal riel, lb/yd	Clavo pulgada	Espaciamientos durmientes	
			Intermedios	Empalmes
4x6	60-75	3 ½ x ½	21 ½	16
5x7	60-80	4 ½ x ½	22 ½	22 ½
6x8	85-100	5 ½ x 9/16	24 ½	24

Nota: Tomado de Paye (2020)

Vagones: Para el cálculo de vagones se considerará el coeficiente de esponjamiento de la roca

$$Esponjamiento = \frac{V. \text{extraido}}{V. \text{In situ}}$$

Se calculará el tonelaje extraído por turno con la siguiente expresión

$$Tonelaje \text{ por turno} = V * \delta * e^5$$

Se determinará el tiempo: $t = \frac{d}{v}$

Se calculará el número de viajes por turno: $N = \frac{\text{Horas trabajadas (min)}}{\text{Tiempo de cada ciclo}}$

Se obtendrá el número de toneladas por viaje:
 $N \text{ toneladas por viaje} = \frac{\text{Toneladas por turno}}{\text{Viajes por turno}}$

Cálculo de las toneladas transportadas por cada vagoneta: $Tn \text{ trasportadas} = \frac{\text{Toneladas por turno}}{\text{numero de carros}}$
[Tn cortas]

Se obtiene la capacidad que deberán tener los vagones y se busca en los diferentes catálogos. $V = \frac{m}{e}$

⁵ Paye, 2020; Pereda y Polanco, 2009

CÁLCULO DE DRENAJE

Caudal: $Q = \frac{1}{n} * \left(\frac{d}{2}\right)^{\frac{2}{3}} * \sqrt{s} * A^6$

Donde:

R: Radio Hidráulico.

S: Pendiente de la Línea de Energía

n: Coeficiente de Manning

Tabla 40. Coeficiente de Manning

Tipo de canaleta	Coeficiente de rugosidad
Revestida con cemento (hormigón) terminación fina	0.015
Revestida con cemento (hormigón). Terminación gruesa	0.013
Suelo excavado, recto, sección uniforme, sin vegetación	0.022
Suelo excavado recto, secciones laterales cubiertos de césped	0.030
Suelo excavado, en curva o irregular, sección no uniforme con arena o piedra en el fondo	0.030
Canal natural recto, sin vegetación	0.030
Canal natural, en curva o irregular sin vegetación	0.035
Canal natural, en curva o irregular con vegetación	0.10

Nota: Facultad de Ingeniería Civil Departamento de Hidráulica e Hidrología, (s.f.)

$$R = \frac{A}{P} \text{ ó } \frac{d}{2} \text{ Área del trapecio } A = bd + m2d^2$$

P: Perímetro de un trapecio $A = b + 2d\sqrt{1 + m^2}$

$$\frac{d}{2} = \frac{bd + m2d^2}{b + 2d\sqrt{1 + m^2}} \text{ resolviendo y despejando } b$$

$$b = 0.4772d$$

m: 2 ya que no existe talud

CÁLCULO PARA ALUMBRADO

Se utilizó el método de los lúmenes para calcular cantidad de luminarias

Illuminación: $E = \frac{\phi}{s}$

Donde:

ϕ : Flujo luminoso que llega a superficie

S: Superficie a iluminar (s): 5.39 m²

Intensidad Luminosa: $Iv = \frac{Lm}{\Omega}$

Donde:

Iv: Intensidad de luz (cd- Candelas).

Lm= Flujo Luminoso

Ω : Ángulo sólido: $\Omega = 2\pi(1 - \frac{\phi}{2})$

ϕ : Ángulo de visión del LED (dato de fabricante).

Luminancia $L = \frac{I}{s}$

Donde

I: Intensidad luminosa

S: superficie

Flujo luminoso total necesario: $E = \frac{Em * S}{Cu * Cm}$

Donde:

Em: Nivel de iluminación medio (en LUX), se

S: Superficie

Cu: Coeficiente de utilización. Es la relación entre el flujo luminoso recibido por un cuerpo y el flujo emitido por la fuente luminosa. Lo proporciona el fabricante de la luminaria.

Cálculo índice K.


$$K = \frac{a * b}{h(a + b)}$$

A: Ancho

B: Longitud

H: altura

Se revisó en el siguiente cuadro

Tipo de aparato de alumbrado	Índice del local k	Factor de utilización (U)											
		Factor de reflexión del techo						Factor de reflexión de las paredes					
		0.8		0.7		0.5		0.3		0			
	0.6	.39	.35	.32	.38	.34	.32	.38	.34	.31	.33	.31	.30
	0.8	.48	.43	.40	.47	.42	.40	.46	.42	.39	.41	.38	.37
	1.0	.53	.49	.46	.52	.48	.45	.51	.47	.45	.46	.44	.41
	1.25	.58	.54	.51	.57	.53	.50	.55	.51	.49	.50	.48	.45
	1.5	.62	.58	.54	.61	.57	.54	.58	.55	.52	.53	.51	.48
	2.0	.66	.62	.59	.64	.61	.58	.61	.59	.57	.56	.55	.52
	2.5	.68	.65	.63	.67	.64	.62	.64	.61	.60	.59	.57	.54
3.0	.70	.67	.65	.69	.66	.64	.65	.63	.61	.60	.59	.56	
$D_{max} = 1.0 H_m$	4.0	.72	.70	.68	.70	.69	.67	.67	.66	.64	.63	.61	.58
$f_m = .70, .75, .80$	5.0	.73	.71	.70	.71	.70	.68	.68	.67	.66	.64	.63	.59

H_m: altura luminaria-plano de trabajo

⁶Facultad de Ingeniería Civil Departamento de Hidráulica e Hidrología, (s.f.)

Figura 58. Factor de utilización

Nota: Jiménez & Aguilar, (1995)

Para ello se necesita el coeficiente de reflexión que se lo puede encontrar en la siguiente tabla 28.

Tabla 41. Coeficiente de reflexión

	Color	Factor de Reflexión
Techo	Blanco o muy claro	0.7
	Claro	0.5
	Medio	0.3
Paredes	Claro	0.5
	Medio	0.3
	Oscuro	0.1
Suelo	Claro	0.3
	Oscuro	0.1

Nota: Salazar, (2019)

Cm: Coeficiente de mantenimiento. Es el cociente que indica el grado de conservación de una luminaria, se hace en base a la siguiente tabla 29.

Tabla 42. Factor de mantenimiento

Tipo de Ambiente	Factor de mantenimiento

Limpio	0.8
Sucio	0.6

Nota: Salazar, (2019)

$$\text{Número de luminarias } N = \frac{\Phi T}{n \times \Phi L}$$

Donde:

NL: número de luminarias

ΦT : flujo luminoso total necesario en la zona o local

ΦL : flujo luminoso de una lámpara (se toma del catálogo) n = número de lámparas que tiene la luminaria

Altura de las luminarias: $h = \frac{4}{5}(HT - hs)$
m

Donde:

HT: Altura Total

Hs: altura del plano de trabajo al suelo

r^2 : Radio al cuadrado: $r = h \times \tan \frac{\theta}{2}$

Siendo:

h: Altura entre el led y la superficie a iluminar

La separación entre luminarias LED se determinó según el radio de iluminación

Anexo 20. Implementación del pasaporte de perforación



Nota: Elaborado por la autora, (2023)

Anexo 21. Certificación de traducción del resumen

Loja, 8 de abril del 2023

Yo, Dayana Micaela Ochoa Guailas, con cédula de identidad 1900842145, Licenciada en Ciencias de la Educación mención inglés registro Nro. 1031-2022-2554787

CERTIFICO:

Que, he realizado la traducción al idioma inglés de él resumen del Trabajo de Integración Curricular denominado “Diseño de la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes, área minera Piedras Verdes 35 código 30000498”, mediante un análisis en el sector Piedras Verdes, parroquia Cordoncillo, cantón Atahualpa, y provincia de El Oro”, elaborado por la Srta. Doménica Salome Mendieta Cueva con cédula de ciudadanía número 1104739345, egresada de la carrera de Ingeniería en Minas de la Universidad Nacional de Loja.

Lo certifico en honor a la verdad, facultando al portador del presente documento, hacer uso legal pertinente.

Atentamente:



Lcda. Dayana Micaela Ochoa Guailas

C.I.: 1900842145