



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 ampliación de la galería principal de exploración a una galería principal de acceso del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340, parroquia La Canela, cantón Palanda, provincia de Zamora Chinchipe.

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

AUTORA:

Yuleysi Karina Patiño Rivera

DIRECTOR:

Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez Mg. Sc.

Loja - Ecuador

2023

Certificación

Loja, 10 de noviembre 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 ampliación de la galería principal de exploración a una galería principal de acceso del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340, parroquia La Canela, cantón Palanda, provincia de Zamora Chinchipe.**, previo a la obtención del título de **Ingeniera en Minas**, de la autoría de la estudiante **Yuleysi Karina Patiño Rivera**, con **cédula de identidad N° 1105092199**, 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, **Yuleysi Karina Patiño Rivera**, 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, en el Repositorio Digital Institucional – Biblioteca Virtual.

Firma:



Cédula de identidad: 1105092199

Fecha: 10 de noviembre del 2023

Correo electrónico: yuleysi.patino@unl.edu.ec

Teléfono: 0967010843

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, **Yuleysi Karina Patiño Rivera**, declaro ser autor/a del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño de la ampliación de la galería principal de exploración a una galería principal de acceso del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340, parroquia La Canela, cantón Palanda, provincia de Zamora Chinchipe.**, como requisito para optar por el título de **Ingeniería en Minas**, autorizo al sistema Bibliotecario de la Universidad Nacional de Loja para que, con fines académicos, muestre la producción intelectual de la Universidad, a través de la visibilidad de su contenido en el Repositorio Institucional.

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

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

Para constancia de esta autorización, suscribo, en la ciudad de Loja, a los nueve días del mes de noviembre del dos mil veintitrés.

Firma:



Autora: Yuleysi Karina Patiño Rivera

Cédula: 1105092199

Dirección: Valladolid, Palanda, Zamora Chinchipe

Correo electrónico: yuleysi.patino@unl.edu.ec

Teléfono: 0967010843

DATOS COMPLEMENTARIOS:

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

Dedicatoria

El presente trabajo está dedicado a mis padres Riquilda Rivera y José Patiño, a mis hermanos Leydi, Sheymi y Yefferson, quienes con su amor, comprensión y apoyo incondicional estuvieron presente a lo largo de mi vida estudiantil, a mi amada hija Alisson quien fue mi motivación y pilar para continuar con este trayecto y a mis sobrinos Aimé e Issac. De manera especial a dos personas muy importantes que formaron parte de mi vida, a Javier Palacios (†) y a mi abuelita Dolores Samaniego (†) que, aunque ya no se encuentran presentes se encontrarían orgullosos por este logro.

Yuleysi Karina Patiño Rivera

Agradecimiento

Agradezco en primer lugar a Dios por darme vida y la sabiduría suficiente para culminar mi carrera universitaria. Quiero expresar mis más sinceros agradecimientos, amor y aprecio a mis padres Pepe y Riqui, por todo el esfuerzo que hicieron para brindarme su apoyo tanto económico como emocional, a mis abuelitos Chavelita y Segundo por demostrarme el significado de constancia y perseverancia. Gracias a mis hermanos Leydi, Sheymi y Yeffer, a mis primos Carlos, Ana, Elisa, Letty y Genesis por ser amigos incondicionales, en quienes me he podido recargar en los momentos más difíciles.

A mi director Ing. Fernando Rengel, quien con sus conocimientos, experiencia y paciencia supo guiarme en cada una de las inquietudes que surgieron a medida que iba avanzando con el presente trabajo, así también agradezco a cada uno de los docentes de la Carrera de Minas que formaron parte esencial de mi formación académica desde el ingreso a primer ciclo hasta la culminación de la misma.

A los amigos incondicionales que me brindó la carrera: Dennis, Nadia, Doménica, Dayanna y Soledad, gracias por todas sus palabras de apoyo y fortaleza durante los momentos de crisis y por los grandes momentos que viví a su lado, y claro sin quitarle importancia al equipo amistad quienes estuvieron ahí para escuchar mis ocurrencias, así como también mis achaques.

Mención al Sr. Omar Abad quien me abrió sus puertas para poder realizar mi proyecto de titulación, gracias por el espacio y disponibilidad que me brindó a lo largo del desarrollo del mismo.

Yuleysi Karina Patiño Rivera

Índice de Contenidos

Portada	i
Certificación	ii
Autoría	iii
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de Contenidos	vii
Índice de tablas:.....	x
Índice de figuras:	xii
Índice de anexos:	xiv
1. Título	1
2. Resumen	2
Abstract	4
3. Introducción	6
4. Marco teórico	8
4.1. Geología	8
4.2. Geología Estructural.....	8
4.2.1. Estructuras Tectónicas.....	8
4.2.2. Elementos de Yacencia.....	8
4.3. Rocas	9
4.3.1. Clasificación de las Rocas.....	9
4.3.2. Propiedades Físicas	9
4.3.3. Propiedades Mecánicas	10
4.4. Macizo Rocoso.....	10
4.4.1. Matriz Rocosa.....	10
4.4.2. Discontinuidades	10
4.4.3. Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso	11
4.5. Topografía	11
4.5.1. Topografía en Minería Subterránea.....	12
4.6. Minería	12
4.7. Minería Subterránea	12
4.8. Mina	12
4.9. Labores Mineras Subterráneas	12
4.9.1. Labores de Acceso.....	13
4.9.2. Labores de Preparación	13
4.9.3. Labores de Producción	13
4.10. Ciclo de trabajo	13
4.10.1. Perforación	13
4.10.2. Voladura.....	14

4.10.3.	Ventilación	15
4.10.4.	Saneamiento	15
4.10.5.	Carguío	15
4.10.6.	Transporte.....	15
4.10.7.	Fortificación	15
4.10.8.	Alumbrado.....	16
4.10.9.	Drenaje o desagüe	16
5.	Metodología.....	17
5.1.	Materiales	17
5.2.	Ubicación y acceso del área de estudio	17
5.2.1.	Ubicación.....	17
5.2.2.	Acceso	18
5.2.3.	Geología Regional	19
5.3.	Metodología general del proyecto de estudio.....	21
5.3.1.	Metodología para el primer objetivo: Caracterizar la geología y las propiedades físico-mecánicas.	21
5.3.2.	Metodología para el segundo objetivo: Evaluar la calidad del macizo rocoso de la galería principal de exploración.	27
5.3.3.	Metodología para el tercer objetivo: Dimensionar la galería principal de acceso adecuándola a la galería principal de exploración actual.	29
6.	Resultados.	42
6.1.	Resultados del primer objetivo: Caracterizar la geología y las propiedades físico-mecánicas	42
6.1.1.	Topografía en superficie.....	42
6.1.2.	Topografía interior mina.....	43
6.1.3.	Caracterización geológica.	44
6.1.4.	Propiedades físico-mecánicas.....	50
6.2.	Resultados del segundo objetivo: Evaluación de la calidad del macizo rocoso de la galería principal de exploración.	54
6.2.1.	RQD	54
6.2.2.	RMR.....	55
6.2.3.	Q de Barton	62
6.2.4.	Análisis cinemático.	63
6.3.	Resultados del tercer objetivo: Dimensionamiento de la galería principal de acceso adecuándola a la galería principal de exploración actual.	64
6.3.1.	Descripción de las actividades actuales.....	64
6.3.2.	Estimación de Reservas.....	68
6.3.3.	Diseño de la sección.	70
6.3.4.	Ciclo de minado para la ampliación.	79
6.3.5.	Costos de la ampliación.....	107
7.	Discusión	111

8. Conclusiones	113
9. Recomendaciones.....	115
10. Bibliografía	116
11. Anexos	118

Índice de tablas:

Tabla 1. Materiales, equipos y software.....	17
Tabla 2. Coordenadas del Proyecto.....	17
Tabla 3. Rutas de acceso	18
Tabla 4. Levantamiento topográfico.	22
Tabla 5. Caracterización geológica en superficie.....	22
Tabla 6. Levantamiento geológico estructural	23
Tabla 7. Caracterización petrográfica en subterráneo.....	24
Tabla 8. Caracterización Geomecánica	28
Tabla 9. Índice de calidad Q.....	29
Tabla 10. Características del campamento minero.....	30
Tabla 11. Descripción de actividades actuales.....	30
Tabla 12: Coeficiente de la roca(c).	35
Tabla 13. Distancia entre taladros.	36
Tabla 14. Factor de fijación y relación espaciamento/piedra.....	36
Tabla 15. Coeficiente de reflexión	40
Tabla 16. Características de la galería.....	43
Tabla 17. Estaciones geológicas.....	48
Tabla 18. Estructuras.....	48
Tabla 19. Ubicación y tipo de roca.....	50
Tabla 20. Resultados del peso específico aparente.	50
Tabla 21. Resultados del peso específico real.....	51
Tabla 22. Resultados de la porosidad.....	52
Tabla 23. Resultados de la resistencia a la compresión simple.....	53
Tabla 24. Valoración del RQD.....	54
Tabla 25. Valoración del RMR.	55
Tabla 26. Valoración del macizo rocoso Estación 3.	56
Tabla 27. Valoración del macizo rocoso Estación 5.	57
Tabla 28. Valoración del macizo rocoso Estación 6.	58
Tabla 29. Valoración del macizo rocoso Estación 7	59
Tabla 30. Valoración del macizo rocoso Estación 8.	60
Tabla 31. Valoración del macizo rocoso Estación 9.	61
Tabla 32. Valoración del Índice de calidad Q.	62
Tabla 33. Valores de la discontinuidad Estación 6.	63
Tabla 34. Ciclo de minado	67
Tabla 35. Costo actual de avance.	68
Tabla 36. Dimensiones de la maquinaria.	71
Tabla 37. Zonas de ampliación.....	74
Tabla 38. Especificaciones técnicas Mini excavadora E17.....	79
Tabla 39. Especificaciones técnicas del cucharón.....	80
Tabla 40. Especificaciones técnicas Maquina perforadora YT27	80
Tabla 41. Diámetro de tubería de acuerdo al consumo de aire.	81
Tabla 42. Características sustancia explosiva.	81
Tabla 43. Especificaciones técnicas ventiladores axiales	87
Tabla 44. Especificaciones técnicas ducto de ventilación.....	87
Tabla 45. Especificaciones Carro Minero U35.	88
Tabla 46. Características del riel.	89
Tabla 47. Tonelaje.....	89
Tabla 48. Tiempo de ampliación.....	98

Tabla 49. Costo perforación.....	107
Tabla 50. Costo de insumos para la ventilación.....	108
Tabla 51. Costo de saneo, carga y transporte.....	108
Tabla 52. Costo de insumos para la iluminación.....	109
Tabla 53. Costo de fortificación.....	109
Tabla 54. Costo de maquinaria.....	109
Tabla 55. Costos EPP.....	110
Tabla 56. Costo total de la Ampliación.....	110

Índice de figuras:

Figura 1. Ubicación del Área Minera Nueva Esperanza.....	18
Figura 2. Ruta de acceso Palanda-La Canela.....	18
Figura 3. Geología Regional.....	20
Figura 4. Caracterización geológica en superficie.....	23
Figura 5. Levantamiento geológico en subterráneo.....	24
Figura 6. Procedimiento para determinar el peso específico aparente.....	25
Figura 7. Procedimiento para determinar el peso específico real.....	26
Figura 8. Procedimiento para realizar el ensayo de compresión.....	27
Figura 9. Índice de Rugosidad, Clasificación, Método alternativo de Barton (1987).....	28
Figura 10. Factor de utilización.....	40
Figura 11. Topografía en superficie.....	42
Figura 12. Perfil topográfico.....	43
Figura 13. Características de la Galería de Exploración.....	43
Figura 14. Afloramiento 1: porfídico diorítico.....	44
Figura 15. Afloramiento 2: Granodiorita fracturada.....	45
Figura 16. Afloramiento 3: Microdiorita meteorizada.....	46
Figura 17. Afloramiento 4: Microdiorita.....	46
Figura 18. Afloramiento 5: Granodiorita.....	47
Figura 19. Afloramiento 6: Coluvio.....	47
Figura 20. Porfídico diorítico meteorizado.....	49
Figura 21. Porfídico diorítico.....	49
Figura 22. Microdiorita.....	49
Figura 23. Brecha de falla.....	50
Figura 24. Microdiorita.....	50
Figura 25. Distribución gráfica del peso específico aparente.....	51
Figura 26. Distribución gráfica del peso específico real.....	52
Figura 27. Distribución gráfica de la porosidad.....	52
Figura 28. Distribución de la resistencia a la compresión simple.....	53
Figura 29. Rotura de la roca a partir del ensayo de compresión.....	54
Figura 30. Distribución de la Valoración del RMR.....	55
Figura 31. Distribución de la Valoración del RMR.....	63
Figura 32. Estereograma Análisis cinemático Estación 6.....	64
Figura 33. Vista 3D Análisis cinemático Estación 6.....	64
Figura 34. Pasaporte de perforación y voladura actual.....	65
Figura 35. Sustancia explosiva para el arranque.....	65
Figura 36. Sustancia explosiva para los barrenos.....	66
Figura 37. Vagones mineros.....	66
Figura 38. Boca Mina.....	68
Figura 39. Longitud del bloque.....	69
Figura 40. Profundidad del boque.....	69
Figura 41. Dimensiones del bloque.....	70
Figura 42. Área de la galería.....	72
Figura 43. Diseño para el ancho de la sección.....	73
Figura 44. Diseño para el alto de la sección.....	73
Figura 45. Área de la ampliación Tramo 1.....	74
Figura 46. Área Galería Actual Tramo 1.....	75
Figura 47. Área de la ampliación Tramo 3.....	75
Figura 48. Área Galería Actual Tramo 3.....	76

Figura 49. Área de la ampliación Tramo 4.	76
Figura 50. Área Galería Actual Tramo 4.	77
Figura 51. Área de la ampliación Tramo 5.	77
Figura 52. Área de la Galería Actual Tramo 5.....	78
Figura 53. Área de la ampliación Tramo 6.	78
Figura 54. Área de la ampliación Tramo 8.	79
Figura 55. Área Galería Actual Tramo 8.	79
Figura 56. Miniexcavadora E17.	80
Figura 57. Ubicación de personal para el saneo.....	88
Figura 58. Dimensiones del riel.	89
Figura 59: Distribución de la luminaria.	105
Figura 60. Diseño de la cuneta.	105
Figura 61. Diseño de la Galería Principal de Transporte.	107

Índice de anexos:

Anexo 1. Levantamiento interior mina	118
Anexo 2. Geología superficial.	118
Anexo 3. Levantamiento geológico estructural.	118
Anexo 4. Clasificación del macizo rocoso.....	118
Anexo 5. Levantamiento del campamento minero.	118
Anexo 6. Pasaporte de perforación y voladura actual.....	118
Anexo 7. Análisis mineralógico.....	118
Anexo 8. Pasaporte de perforación y voladura para la ampliación.....	118
Anexo 9. Esquema de ventilación.....	119
Anexo 10. Diseño de Galería Principal de Transporte.....	120
Anexo 11. Parámetros de clasificación RMR	121
Anexo 12. Certificación de traducción de resumen	122

1. Título

Diseño de la ampliación de la galería principal de exploración a una galería principal de acceso del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340, parroquia La Canela, cantón Palanda, provincia de Zamora Chinchipe.

2. Resumen

El presente trabajo investigativo se lo realizó en el Cantón Palanda, parroquia La Canela, en el Área Minera Nueva Esperanza con el objeto de realizar el Diseño de la Ampliación de la Galería Principal de Exploración a una Galería Principal de Transporte, la misma que permitirá optimizar el transporte del material desde el interior de la mina hasta la superficie.

Previo al desarrollo y ejecución del presente trabajo se procedió a la recolección de información bibliográfica acerca de la geología a nivel regional del área de estudio; posterior a esta fase metodológica se inició con la fase de campo, la cual consistió en la observación directa del área, la recopilación pertinente de las actividades que se desarrollan actualmente, el desarrollo del levantamiento topográfico de la labor, la recolección de muestras para la caracterización de la geología local y la caracterización del macizo rocoso sobre el que se encuentra emplazado la galería.

Posteriori se desarrolló la fase de laboratorio y oficina en donde se analizó e interpreto la información recopilada en la fase de campo, lo cual sirvió para la elaboración de los diferentes mapas referentes a estos temas, obteniendo una longitud de 200.40 m con un ambiente geológico referente a porfídico diorítico, microdiorita y la presencia de brecha de falla, en la capa superficial se encuentra material coluvial de origen cuaternario y afloramientos pertenecientes al Batolito de Zamora; por otra parte de acuerdo a la valoración del macizo rocoso según Bieniawski se lo caracterizó como Clase V y Clase II, correlacionado con el índice Q se lo caracterizó como Calidad extremadamente mala, Clase Buena y Muy Buena.

Siguiendo con el proceso se dimensiono la galería de 2.40 m de ancho y 2.90 m de alto, tomando en consideración la maquinaria que se desea implementar debido a la necesidad de mecanización en función al aumento de tonelaje, así mismo se consideró el paso del personal, cuneta de desagüe y el paso de servicios (agua, aire y electricidad), es así que se estableció un pasaporte de perforación y voladura de 20 barrenos; en ventilación se plantea una sistema mixto de inyección y extracción, para el acarreo del material volado se empleará vagones mineros Tipo U35 de 0.99 m³ de capacidad. Por otra parte, de acuerdo a la valoración del índice Q se seleccionó tipo de sostenimiento a emplear, siendo así que se colocará revestimiento de hormigón de 15 cm de espesor junto con mallazo de barras finas electrosoldadas (Abscisa 0+000.00-0+027.05) y una losa de hormigón de 1.5 m hacia la superficie, en las zonas de fallamiento se inyectará hormigón reforzado con fibras, junto con anclaje puntual en las zonas de fracturamiento (Estación 6).

De acuerdo a la estimación de tonelaje se obtiene un total de 3 225.25 Ton para la ampliación, la cual será realizada en 2 meses y 10 día. Para la labor minera luego de haber consumado toda esta información se siguió con la determinación de los costos que implican la ampliación, costos como: maquinaria, equipos, insumos, personal, accesorios y equipos de seguridad industria; obteniendo un monto de 84 656.16 USD.

Palabras clave: *Geología estructural, clasificación geomecánica, minería subterránea, matriz rocosa.*

Abstract

The present research work was carried out in the Palanda Canton, La Canela parish, in the Nueva Esperanza Mining Area in order to design the extension of the Main Exploration Gallery to a Main Transport Gallery, which will optimize the transport of material from the interior of the mine to the surface.

Prior to the development and execution of this work, we proceeded to collect bibliographic information about the geology at the regional level of the study area; After this methodological phase, the field phase began, which consisted of the direct observation of the area, the pertinent compilation of the activities that are currently developed, the development of the topographic survey of the work, the collection of samples for the characterization of the local geology and the characterization of the rocky massif on which the gallery is located.

Subsequently, the laboratory and office phase was developed where the information collected in the field phase was analyzed and interpreted, which served for the elaboration of the different maps referring to these topics, obtaining a length of 200.40 m with a geological environment referring to diorite porphyry, microdiorite and the presence of fault gap, in the surface layer there is colluvial material of Quaternary origin and outcrops belonging to Batolito de Zamora formations; on the other hand according to the valuation of the rock mass according to Bieniawski it was characterized as Class V and Class II, correlated with the Q index it was characterized as extremely bad Quality, Good Class and Very Good.

Following the process, the gallery of 2.40 m wide and 2.90 m high was dimensioned, taking into consideration the machinery to be implemented due to the need for mechanization based on the increase in tonnage, likewise the passage of personnel, drainage ditch and the passage of services (water, air and electricity), thus a drilling and blasting passport of 20 holes was established; In ventilation, a mixed injection and extraction system is proposed, for the hauling of the flown material, Type U35 mining wagons of 0.99 m³ capacity will be used. On the other hand, according to the valuation of the Q index, the type of support to be used was selected, thus placing concrete cladding of 15 cm thick together with mesh of fine electrowelded bars (Abscissa 0+000.00-0+027.05) and a concrete slab of 1.5 m towards the surface, in the fault areas fiber-reinforced concrete will be injected, along with punctual anchorage in the fracturing areas (Station 6).

According to the tonnage estimate, a total of 3 225.25 tons is obtained for the expansion, which will be carried out in 2 months and 10 days. For the mining work, after having consummated all this information, we continued with the determination of the costs involved

in the expansion, costs such as: machinery, equipment, supplies, personnel, accessories and industrial safety equipment; obtaining an amount of 84 656.16 USD.

***Keywords:** Structural geology, geomechanical classification, underground mining, rock matrix.*

3. Introducción

En el Ecuador la minería nace en la época precolombina con una primera explotación de obsidiada de Mullimica en la Cordillera Real, posteriormente en el siglo XVI se comenzó la explotación del oro y plata en zonas como: Nambija, Zaruma y Río Santa Bárbara; tras la conquista española se originaron asentamientos humanos en los sitios de explotación ya conocidos, fundando así en el año 1549 el poblado de Zaruma en donde la empresa SADCO (Southern American Development Company) en el año 1897 solicitaría al Estado el control de sus principales depósitos, hasta el año 1950 cuando decidió ceder el control de la mina a la compañía CIMA, misma que más adelante en el año 1992 abandonaría sus instalaciones debido a problemas administrativos (Chamba Jaramillo, 2017).

En la provincia de Zamora Chinchipe los inicios de la actividad minera, se dieron en la zona de Nambija tras la conquista española, zona que fue redescubierta por lo colonos de la provincia en el año 1980, al mismo tiempo se asentaron en nuevos sitios prodigios como el distrito Chinapintza, El Zarza, San Luis, entre otros (Beltrán Aguilar, 2022); Nambija se convirtió en la mina más codiciada del país y a su vez en la más peligrosa, debido a el desarrollo de una minería antitécnica; de los desastres ocurridos en la zona el más recordado es el ocurrido el Día de la Madre de 1993, en donde un deslave acabo con la vida de 200 personas (Adamuz, 2016). Actualmente en la provincia se encuentran en explotación las minas Condor Mirador y Fruta del Norte, los dos megaproyectos con los que Ecuador inauguró la minería a gran escala y una minería técnica y responsable; del otro lado de la moneda se presentan las actividades en el régimen de minería artesanal en diferentes sectores de la provincia, tal es el caso del cantón Palanda, donde prevalece la minería subterránea de tipo artesanal así como la minería aluvial; en el caso de la minería subterránea artesanal la mayoría de labores no cuentan con un diseño óptimo, así mismo no existe una planificación en las actividades, teniendo como consecuencia carencia en la fortificación por ende deslizamientos y hundimientos, al igual que pérdidas en la productividad y la deficiencia en la extracción del material.

La mina Nueva Esperanza Código 591340, ubicada en la provincia de Zamora Chinchipe, cantón Palanda, parroquia La Canela, es un proyecto minero que se encuentra bajo el régimen de minería artesanal, el mineral principal de extracción es el oro. Actualmente, la mina posee una galería de exploración de 200.40 metros, que a futuro será aprovechada por el concesionario como galería principal de acceso, ya que se trata de una galería con fines exploratorios y de minería de subsistencia, no se tomó en consideración un diseño que permita el transporte, la instalación de servicios, el paso y seguridad del personal, la efectividad en la

extracción, al mismo tiempo un diseño que satisfaga las necesidades de extracción para el cambio de régimen y la ampliación del área de concesión.

En este contexto, el siguiente título: Diseño de la ampliación de la galería principal de exploración a una galería principal de acceso del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340, parroquia La Canela, cantón Palanda, provincia de Zamora Chinchipe, pretende dar solución a la necesidad de ampliar la galería principal de exploración del Área Minera, enfocado específicamente a adecuar la galería de exploración a una galería principal de acceso, a fin de aumentar el tonelaje de extracción considerando las reservas probables del bloque mineralizado, las características geológicas, la calidad del macizo rocoso y criterios técnicos necesarios que otorguen seguridad, comodidad y funcionalidad para el desarrollo de las operaciones mineras.

Objetivos:

Objetivo general

Diseñar la ampliación la galería principal de exploración del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340, parroquia La Canela, cantón Palanda, provincia de Zamora Chinchipe.

Objetivos específicos

-  Caracterizar la geología y las propiedades físico-mecánicas de la galería principal de exploración del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340.
-  Evaluar la calidad del macizo rocoso de la galería principal de exploración del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340.
-  Dimensionar la galería principal de acceso adecuándola a la galería principal de exploración actual del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340.

4. Marco teórico

4.1. Geología

La Geología es una ciencia histórica que tiene por objeto estudiar la Tierra, el análisis de su composición, estructura y sus procesos; se encuentra interrelacionada con la Química, Física y Biología (Carenas Fernández et al., 2014, p.5) .

4.2. Geología Estructural

La Geología Estructural es una rama de la geología que hace referencia al estudio de las propiedades físicas de las rocas y sedimentos, sus formaciones y fracturas y la mecánica de las fuerzas que actúan sobre ellas (Iriando, 2007, p.57).

4.2.1. Estructuras Tectónicas

4.2.1.1. Fractura. Corresponde a un término de carácter general que incluye a las roturas de rocas con desplazamiento relativos de los bloques rocosos (fallas) y aquellos que no tienen desplazamientos apreciables (diaclasas (Tarbuck & Lutgens, 2005)).

4.2.1.2. Fallas. Una falla geológica es una fractura o una ruptura en la corteza terrestre, en la cual existe un desplazamiento de los bloques rocosos que son separados por ella. Se consideran tres tipos generales de fallas que son las normales, las inversas y las de corrimiento o las de desplazamiento al rumbo, las cuales se basan sobre el movimiento relativo de los bloques con respecto al plano de falla (Delanoy, 2010, p.25).

4.2.1.3. Diaclasa. Fractura de carácter frágil y de dimensiones reducidas que afecta a las rocas y presenta un muy escaso o ningún movimiento paralelo al plano de fractura. Se pueden generar por cambios de volumen de la roca debido a procesos de enfriamiento o desecación, procesos de erosión o procesos netamente tectónicos (Oxford University Press, 2000, p. 232).

4.2.1.4. Pliegues. Hace referencia a una serie de ondulaciones producidas durante la formación de las montañas debido a que las rocas sedimentarias y volcánicas suelen doblarse (Tarbuck & Lutgens, 2005).

4.2.2. Elementos de Yacencia

Según Tarbuck & Lutgens (2005) corresponden a los siguientes:

Rumbo. Conocido también como dirección se refiere al ángulo formado entre el Norte magnético y una línea de intersección de estrato inclinado, o falla con un plano horizontal y el meridiano magnético y siempre es perpendicular a la dirección de buzamiento.

Buzamiento. Es el ángulo de inclinación de un plano geológico con respecto a una superficie horizontal.

Longitud. Corresponde a la distancia que alcanza el yacimiento según el rumbo.

Potencia o espesor. Es el ancho del cuerpo mineral, medido perpendicularmente a su eje.

4.3. Rocas

Las rocas son agregados de minerales, generalmente de varios, aunque algunas veces solo de uno o dos (Pellant, n.d.).

4.3.1. Clasificación de las Rocas

4.3.1.1. Rocas ígneas. Se forman a partir del enfriamiento y solidificación de la roca fundida (magma). Las rocas de grano grueso que se forman por debajo de la superficie se denominan plutónicas y las rocas que se forman en la superficie terrestre se denominan volcánicas y suelen ser de grano fino (Tarbuck & Lutgens, 2005, p. 24).

4.3.1.2. Rocas sedimentarias. Los sedimentos, la materia prima de las rocas sedimentarias, se acumulan en capas en la superficie terrestre. Son materiales que se forman a partir de rocas preexistentes debido a procesos de meteorización.

Los sedimentos que se originan y son transportados como partículas sólidas se denominan sedimentos detríticos y dormán las llamadas rocas sedimentarias detríticas. Las rocas sedimentarias químicas se forman a partir de la precipitación del material suelto en agua (Tarbuck & Lutgens, 2005, p. 24).

4.3.1.3. Rocas metamórficas. Se producen a partir de rocas ígneas, sedimentarias o incluso otras rocas metamórficas, cada roca metamórfica tiene una roca madre a partir de la que se forma.

La mayor parte del metamorfismo sucede en uno de estos tres ambientes: térmico o de contacto cuando un cuerpo magmático intruye en la roca, hidrotermal implica alteraciones químicas producidas cuando el agua caliente rica en iones circula a través de las fracturas de la roca y el regional que se ocasiona durante la formación de montañas (Tarbuck & Lutgens, 2005, p. 24).

4.3.2. Propiedades Físicas

Son aquellas que controlan las características resistentes y deformaciones de la matriz rocosa y son el resultado de la génesis, condiciones y procesos geológicos y tectónicos sufridos por las rocas a lo largo de su historia (Castillo, 2019).

4.3.2.1. Porosidad. Se refiere a la medida del espacio intersticial entre grano y grano, la cual representa la relación entre el volumen poroso y el volumen total de la roca.

4.3.2.2. Densidad. Esta característica indica la relación de la masa sobre volumen en la masa rocosa.

4.3.2.3. Dureza. Se refiere la resistencia que opone una de las caras de la roca hace rayado por otro material como lo puede ser un clavo de acero o algún tipo de mineral.

4.3.2.4. Permeabilidad. Se define como la capacidad que tiene una roca de permitir el flujo de fluidos a través de sus poros interconectados.

4.3.3. Propiedades Mecánicas

4.3.3.1. 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.

4.3.3.2. Resistencia a la tracción. Es el máximo esfuerzo que soporta el material ante la rotura por tracción, el ensayo más comúnmente utilizado es el llamado ensayo Brasíero.

4.4. Macizo Rocoso

Un macizo rocoso es un medio discontinuo de carácter heterogéneo y anisótropo conformado por un grupo de bloques de matriz rocosa y distintos tipos de discontinuidades (Duno et al., 2009).

4.4.1. Matriz Rocosa

La Matriz Rocosa es el material rocoso libre de discontinuidades o bloques de roca intacta que van quedando entre ellas, a pesar de considerarse continua presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo relacionado a su fábrica y a su microestructura mineral (López Jiménez, 2018).

4.4.2. Discontinuidades

Se encuentran presentes en la roca y afectan a la resistencia, permeabilidad y durabilidad de la masa. Es de gran importancia evaluar la geometría, naturaleza, estado y condición de las discontinuidades, tomando en consideración los siguientes parámetros (Delgado Ruiz, 2016):

4.4.2.1. Orientación. Hace referencia a la posición espacial, se da con el rumbo y buzamiento de la superficie de la discontinuidad.

4.4.2.2. Espaciado. Corresponde a la distancia perpendicular entre dos discontinuidades de una misma familia.

4.4.2.3. Continuidad o persistencia. Es la longitud de la traza de una discontinuidad en un afloramiento.

4.4.2.4. Rugosidad. Rugosidad de la superficie y a la ondulación de la discontinuidad, una alta rugosidad aumenta la resistencia a la fricción.

4.4.2.5. Abertura. Distancia perpendicular entre las paredes de las distancias de las diaclasas cuando estas no poseen relleno.

4.4.2.6. Relleno. Corresponde al material entre las paredes de la discontinuidad, casi siempre es más blando que el macizo rocoso.

4.4.3. Clasificación Geomecánica del Macizo Rcoso

Las clasificaciones geomecánicas se utilizan mucho en la actualidad, sobre todo en los estudios geotécnicos en túneles y galerías (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, p. 145).

4.4.3.1. Clasificación de Deere. Corresponde a un sistema de diseño basado en el RQD (Rock Quality Designation). El RQD no depende solo de la fracturación del macizo rocoso sino también de otros factores como la técnica de sondeos, dirección diámetro, etc.

4.4.3.2. Clasificación de Bieniawski. En esta clasificación para determinar la calidad del macizo rocoso, se lo divide en zonas delimitadas por discontinuidades geológicas, dentro de las cuales la estructura es prácticamente homogénea. El índice que define la clasificación es el RMR (Rock Mass Rating), el cual evalúa la calidad del macizo rocoso a partir de los siguientes parámetros:

- ✚ Resistencia a la compresión simple.
- ✚ RQD.
- ✚ Espaciado de las juntas.
- ✚ Naturaleza de las juntas.
- ✚ Presencia de agua.
- ✚ Orientación de las discontinuidades.

4.4.3.3. Clasificación de Barton. En esta clasificación se catalogan los macizos rocosos según el denominado índice de calidad Q, el cual se basa en los siguientes parámetros:

- ✚ RQD: Rock Quality Designation
- ✚ Jn: Número de familias juntas.
- ✚ Jr: Rugosidad de las juntas
- ✚ Ja: Meteorización de las juntas,
- ✚ Jw: Coeficiente reductor que tiene en cuenta la presencia de agua.
- ✚ SRF: Stress Reductor Factor, Factor dependiente principalmente de las tensiones del macizo rocoso.

4.5. Topografía

Es la ciencia aplicada que se encarga de definir las posiciones relativas o absolutas de los puntos sobre la Tierra, así como de representarlos en dos o tres dimensiones aplicando un

plano imaginario y formando sistemas de coordenadas tridimensionales (x, y, z) (Alcántara García, 2014, p.2).

4.5.1. Topografía en Minería Subterránea

Según García Martín (2015) los trabajos topográficos intervienen en todas las fases del proceso minero. En el caso de minería de interior se pueden mencionar los siguientes casos:

- ✚ Prospección y exploración.
- ✚ Investigación por sondeos del yacimiento: replanteo de la malla de sondeos teórica, levantamiento topográfico de la situación real de los sondeos; sondeos inclinados.
- ✚ Replanteo de registros mineros.
- ✚ Levantamiento inicial de la zona minera. Replanteo de las obras e instalaciones a construir en el exterior.
- ✚ Toma de avances; replanteo de obras e instalaciones a construir en el interior.
- ✚ Replanteo de labores subterráneas; rompimiento entre labores

4.6. Minería

La minería consiste en la actividad industrial que permite la extracción selectiva de aquellas sustancias minerales existentes en la corteza terrestre que se pueden encontrar en estado sólido, líquido o gaseoso, para posteriormente ser transformadas en materias primas o productos energéticos que permitan abastecer las necesidades para el desarrollo de la sociedad (Herrera Herbert, 2017, p.1).

4.7. Minería Subterránea

La minería subterránea hace referencia a la explotación de los minerales a través de diversos métodos de ingeniería que se realizan por debajo de la superficie terrestre. Este tipo de extracción se lo aplica a zonas mineralizadas angostas de alta ley y ubicadas a mucha profundidad (Alzamora Casilla, 2016, p.2).

4.8. Mina

La definición de mina abarca el conjunto de excavaciones y labores necesarias para explotar un yacimiento y conseguir la extracción de minerales útiles, incluyendo las plantas para el tratamiento del mineral extraído (Herrera Herbert, 2017, p.6).

4.9. Labores Mineras Subterráneas

Se entiende como labores mineras a los ahuecamientos de diferentes formas que se deben elaborar para conectar o enlazar el criadero o yacimiento con la superficie, dividirlo en secciones de forma y tamaño racionalizado y arrancar el mineral de manera sistemática, segura y económica (Herrera Herbert, 2017, p.8).

4.9.1. Labores de Acceso

Corresponde a la labor que permite la comunicación y acceso al yacimiento mineral desde la superficie y posee una vida relativamente larga (Silva Palmay, 2020).

4.9.1.1. Pozo. Son accesos verticales destinados al transporte del personal, material ya sea estéril mineral, sistemas de ventilación y otro tipo de suministros (Herrera Herbert, 2019, p.7).

4.9.1.2. Socavón. Es una galería horizontal que tiene salida directa a la superficie y está destinada a servicios que necesitan las labores mineras (Borisov et al., 1976, p.22).

4.9.1.3. Galería. Son excavaciones horizontales que no tienen salida directa a la superficie y están destinadas al transporte de cargas, circulación del personal y el paso de servicios (Borisov et al., 1976, p.23).

4.9.2. Labores de Preparación

Las labores de preparación hacen referencia a aquella excavación que se realizan a lo largo del cuerpo mineralizado y tienen la función de poder facilitar la explotación adecuada del mineral (Valenzuela, n.d.).

4.9.2.1. Chimenea. Corresponde a la labor vertical construida en sentido ascendente, cuyo fin es el paso de ventilación, del mineral o del personal.

4.9.2.2. Tolva subterránea o chute. Apertura en el fondo de una cámara o en el frente de explotación por donde se conduce el material extraído por efecto de la gravedad.

4.9.2.3. Subnivel. Es un nivel u horizonte de trabajo situado entre los niveles de trabajo principales, realizado con el objeto de facilitar la extracción en un frente de explotación.

4.9.3. Labores de Producción

Una vez que se delimita el bloque comienza la fase de extracción del mineral, por lo que es necesario franquear de labores temporales (Silva Palmay, 2020).

4.10. Ciclo de trabajo

4.10.1. Perforación

Es una operación cuyo propósito es abrir huecos cilíndricos (taladros) en la roca o mineral con una distribución determinada, mismos en los que se colocarán las cargas explosivas.

4.10.1.1. Sistemas de perforación. Según Castilla Gómez & Herrera Herbert (2013) los sistemas de perforación se clasifican en:

Percusión. Se refiere aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por impacto de un útil de filo más o menos aguzado sobre la misma.

Rotación. Engloba todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por compresión, corte o por la acción combinada de ambos.

4.10.2. Voladura

La voladura es una operación que consiste en el carguío adecuado de los taladros y el encendido de los mismo, consiguiendo de esta manera la fragmentación de la roca o mineral (Luque Luque, n.d.).

Según Castilla Gómez & Herrera Herbert (2013) es necesario que la detonación se inicie correctamente, para lo cual se debe conocer aquellos medios y técnicas que permitan iniciar la reacción en régimen de detonación, la iniciación de explosivos y así mismo, la iniciación de las voladuras de manera que se produzca la detonación de un conjunto de barrenos con un orden determinado, dentro de los accesorios de voladura se encuentran:

4.10.2.1. Sustancias explosivas. Son aquellas sustancias químicas susceptibles de reaccionar violentamente al disociarse sus moléculas y reagruparse posteriormente en formas más estables. En función a la magnitud del impulso energético necesario para iniciar su detonación se clasifican en sustancias explosivas primarias, sustancias explosivas secundarias y sustancias no explosivas susceptibles de detonar.

Dinamita. Reciben su nombre por su consistencia gelatinosa y se obtiene al mezclar nitroglicerina/nitroglicol (NG) con nitrocelulosa.

Anfo. Son explosivos compuestos por un 94 % aproximadamente de nitrato amónico que actúa como oxidante y en torno a un 6 % de gasoil que actúa como combustible.

Hidrogel. Son productos que incorporan una cierta cantidad de agua en su composición, pero fundamentalmente se trata de explosivos compuestos por un elemento oxidante (NH_4NO_3 o bien NaNO_3) y otro que actúa a la vez como sensibilizador y combustible, y que puede ser un explosivo (TNT), un metal (Al) o una sal orgánica (Nitrato de Monometilamina o Nitrato de Hexamina).

Emulsiones. Se trata de explosivos compuestos básicamente por nitrato amónico o nitrato sódico con un contenido en agua entre el 14 y el 20 %, un 4 % aproximadamente de gasoil y menores cantidades (1 – 2 %) de otros productos.

4.10.2.2. Sistemas de iniciación. Los diferentes sistemas de iniciación, conocidos como detonadores, pueden emplearse tanto en voladuras a cielo abierto como en interior y la

finalidad es la de iniciar los explosivos dentro del barreno, o bien el cartucho cebo o multiplicador que desencadene la detonación en el interior del mismo.

4.10.2.3. Cordón Detonante. Es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un explosivo denominado pentrita, cuya velocidad de detonación es de 7.000 metros por segundo; el cordón detonante se emplea fundamentalmente para transmitir a los explosivos colocados en los barrenos la detonación iniciada por un detonador.

4.10.2.4. Mecha Lenta. Está formada por un núcleo de pólvora negra recubierto con varias capas de hilados y materiales impermeabilizantes que la hacen resistente a la humedad, abrasión y los esfuerzos mecánicos.

4.10.3. Ventilación

La ventilación de una mina consiste en el proceso de hacer pasar un flujo de aire considerable y necesario a través de todas las labores, a fin de crear las condiciones óptimas de trabajo en una atmósfera agradable, limpia y sin gases. Se evidencian la ventilación que se produce sin utilizar ninguna clase de equipo mecánico y la ventilación auxiliar la cual es resultado de un efecto mecánico (Compañía de Seguros S.A., 2017).

4.10.4. Saneamiento

Conocido también como acuñadura o desatado de roca, consiste en la acción de desprender la roca suelta del frente volado, en techo y hastiales, golpeando la roca mediante una varilla metálica (Departamento de Seguridad Minera Gobierno de Chile, 2010, p.5).

4.10.5. Carguío

Se define como carga a la operación cuyo fin es evacuar el mineral y el estéril producido tras la voladura del frente, una vez que se ha saneado y ventilado debidamente. La carga se la puede realizar de manera manual efectuada por el hombre o de manera mecánica mediante un equipo mecánico (Días Aguado, 2006, p.17).

4.10.6. Transporte

El transporte consiste en el accionamiento, las instalaciones, mecanismos y disposiciones necesarias para trasladar los materiales (mineral o estéril) desde el punto de carga hasta el punto de descarga final (Días Aguado, 2006, p.33).

4.10.7. Fortificación

El objetivo de la fortificación es ayudar a la roca a recuperar en parte la capacidad de soporte que perdió debido a la perforación y voladura. Los materiales comúnmente empleados para reforzar los túneles, piques o rampas son: pernos de anclaje, mallas de acero, cables,

marcos de acero, hormigón armado, vigas de madera y lechada de hormigón proyectado o shotcrete (Portal Minero S.A., 2006, p.67).

4.10.8. Alumbrado

Debido a que los trabajos en minería subterránea no cuentan con luz solar es necesario optar por una fuente de iluminación con el fin de proporcionar a los trabajadores un ambiente seguro en interior mina.

El alumbrado se lo puede clasificar en alumbrado individual correspondiente a la lámpara de casco y en alumbrado colectivo que se encuentra ubicado a lo largo de la galería a medida que las labores mineras avanzan (Valderrama Guillen et al., 2020).

4.10.9. Drenaje o desagüe

Un sistema de drenaje tiene como objeto recoger, transportar y evacuar las aguas que escurren tanto en superficie como en subterráneo, de modo que garantice la integridad de la integridad de los terrenos y preserve las características de los cuerpos de agua receptores (Martinez et al., 2021).

5. Metodología

5.1. Materiales

Los materiales, equipos y softwares utilizados para el cumplimiento de los objetivos planteados en la presente investigación tanto en la fase de campo como en oficina fueron los siguientes:

Tabla 1. Materiales, equipos y software

Material de campo	Materiales de oficina y programas utilitarios
Equipo de protección personal: Casco, guantes, tapones, orejeras, linterna, botas, mascarilla y chaleco reflectivo	Hojas geológicas de: Las Aradas, Nangaritza y Río Vergel (2017), escala 1:100 000
Brújula	Software AutoCAD 2021
Cinta	Software Arcgis 10.8
GPS Garmin.	Paquete Office
Martillo Geológico	Computador portátil
Lupa	Alos Palsar
Fundas de muestreo	EdWedge
Cámara fotográfica	
Spray	
Hojas milimétricas	
Tablero	
Ácido clorhídrico al 10%	
Marcadores y lapiceros	

5.2. Ubicación y acceso del área de estudio

5.2.1. Ubicación

El Área Minera Nueva Esperanza código catastral 591340, abarca una extensión de 4 hectáreas mineras, se localiza en la parte sur oriental del Ecuador en la provincia de Zamora Chinchipe, Cantón Palanda, parroquia La Canela (Ver Figura 1); las coordenadas de ubicación del área se presentan en la Tabla 2.

Tabla 2. Coordenadas del Proyecto

UTM/PSAD56/17S	
X	Y
728100	9487600
727900	9487600
727900	9487800
728100	9487800

Nota: Tomada de Geoportal de Catastro minero, (2020)

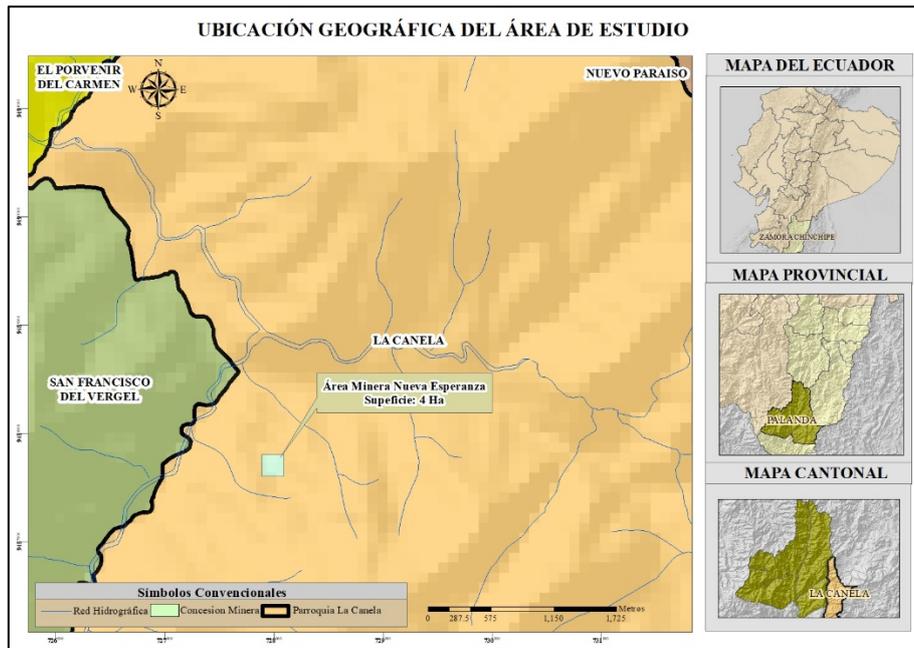


Figura 1. Ubicación del Área Minera Nueva Esperanza

5.2.2. Acceso

El acceso se lo realiza vía terrestre desde la ciudad de Loja hasta la cabecera cantonal Palanda, a través de la vía colectora Loja-La Balsa (E682), luego se continúa el recorrido por una vía de tercer orden siguiendo la ruta Palanda-San Francisco-La Canela.

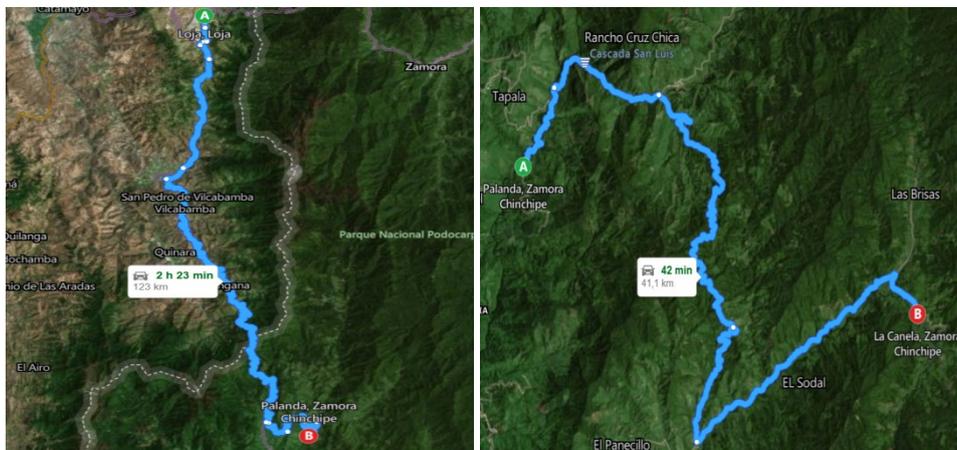


Figura 2. Ruta de acceso Palanda-La Canela

Nota: Tomado de Google Maps (2023)

La ruta, distancias y duración para acceder a la zona de estudio se detallan en la Tabla 3.

Tabla 3. Rutas de acceso

RUTA	DISTANCIA	TIEMPO
Loja-Cantón Palanda	123 Km.	2h 23min
Palanda-La Canela	41,1 Km.	42 min

Nota: Tomado de Google Maps, (2023)

5.2.3. Geología Regional.

En cuanto a la geología de la Parroquia La Canela según la carta geológica de Las Aradas, Nuevo Paraíso y Río Vergel año 2017, escala 1:100 000, se han logrado identificar 4 tipos de Formaciones. Dentro del ámbito geológico regional el área minera está constituida por rocas intrusivas de materiales de granito y granodiorita.

A continuación, se detallan las formaciones geológicas que se encuentran en el territorio parroquial de La Canela.

5.2.3.1. Complejo intrusivo de Zamora

Denominado Batolito de Zamora, incluye desde tonalitas hasta monzogranitos con la misma mineralogía cualitativa. Las rocas se encuentran constituidas por distintas proporciones de plagioclasa, anfíbol, feldespato K, cuarzo, biotita, piroxeno y epidota; como minerales accesorios tienen opacos, zircón, esfena y apatito (GAD Parroquial La Canela, 2020).

El Batolito de Zamora se ubica en el extremo Sur Este del Ecuador. Esta unidad se extiende por más de 200 km a lo largo de la cordillera de los Andes Ecuatorianos y se prolonga hasta el norte del Perú, en donde se lo conoce como Plutón de la Cordillera del Cóndor interpretado como de edad Jurásica por correlación con el Batolito Zamora. (De la Cruz, J. 1995) (Instituto de Investigación Geológico y Energético, 2017).

5.2.3.2. Formación Misahuallí

En la zona de estudio, las tobas andesíticas que han sido interpretadas como parte de este miembro, afloran en las márgenes del Río Panguri inmediatamente al Sur de las rocas intrusivas interpretadas como parte del batolito de Zamora y al este de la falla La Canela (Litherland et al, 1994). (Instituto de Investigación Geológico y Energético, 2017)

Así mismo, comprende Basaltos y traquitas verdes a grises, tobas y brechas tobáceas violetas a rosadas, lutitas rojas, areniscas y conglomerados. Se han reportado estructuras en almohadillas de basaltos al Este del río Nangaritza (GAD Parroquial La Canela, 2020).

5.2.3.3. Formación Hollín

Se encuentra al sur de los asentamientos humanos del territorio de La Canela, a lo largo de montañas prominentes y discontinuas que, a menudo, forman imponentes acantilados verticales característicos de la morfología de la Cordillera del Cóndor, alcanza hasta 200 m de espesor.

Comprende una arenisca de grano medio a grueso, maciza o con estratificación cruzada, con intercalaciones escasas de lutitas arenosas, localmente micáceas o carbonatadas. Son

relativamente comunes las impregnaciones de asfalto. Acompaña generalmente a la Formación Napo suprayacente. (GAD Parroquial La Canela, 2020)

5.2.3.4. Formación Napo

Localizada en la parte Sur Oriental de la parroquia, caracterizada por una serie variable de calizas fosilíferas, grises a negras, entremezcladas con areniscas calcáreas y lutitas negras (Watson y Sinclair, 1927). En los afluentes del río Loyola (UTM: 721 913E; 9 503 310N), se ha evidenciado afloramientos de lutitas calcáreas con estratificación subvertical, estas rocas están constituidas por sedimentos bituminosos de color negro, grano fino con presencia de pirita, este mineral pudo haberse formando originalmente de lutitas en ambiente anóxico (Instituto de Investigación Geológico y Energético., 2017b).

La Figura 3 muestra las formaciones geológicas en mención.

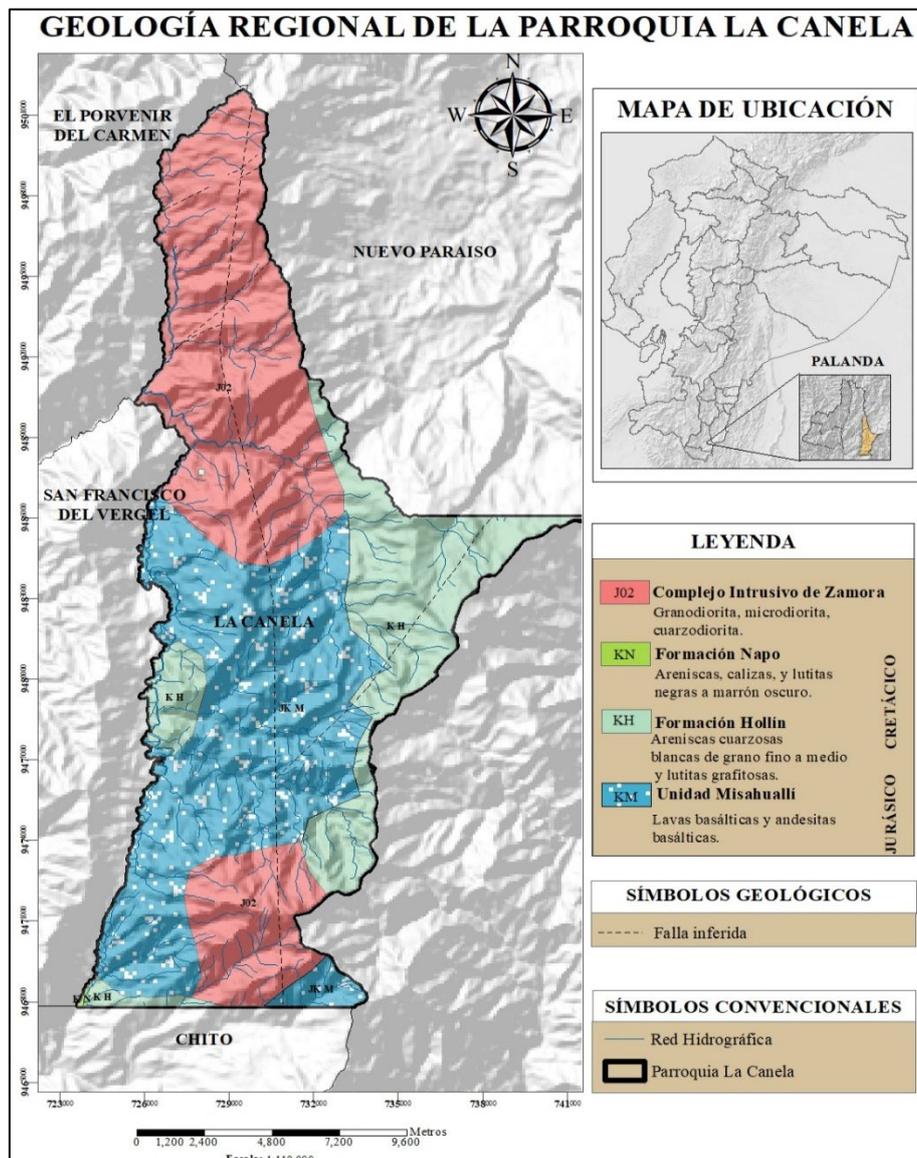


Figura 3. Geología Regional
Nota: Tomado de IIGE, (2017)

5.3. Metodología general del proyecto de estudio

La Metodología utilizada para cumplir cada uno de los objetivos planteados en la presente investigación, se dividió en 3 etapas:

Fase de campo: Consistió en la observación directa del área de estudio, la recopilación de información pertinente, realización de levantamientos topográficos, geológicos y la caracterización del macizo rocoso.

Fase laboratorio: Se determinó las propiedades físico-mecánicas de las rocas para lo cual se realizó ensayos de: peso específico, porosidad y resistencia a la compresión simple.

Fase de oficina: Comprendió la interpretación de los datos recolectados en las fases de campo y laboratorio, así mismo la elaboración de los mapas topográficos, geológicos y los cálculos que permitirán determinar la sección adecuada de la ampliación, ciclo de trabajo, pasaportes de perforación, carguío y acarreo.

5.3.1. Metodología para el primer objetivo: Caracterizar la geología y las propiedades físico-mecánicas.

Comprendió el levantamiento topográfico, la caracterización geológica y la determinación de propiedades físico mecánicas del macizo rocoso donde está emplazada la galería de exploración.

5.3.1.1. Levantamiento topográfico superficial y subterráneo. La topografía superficial de la zona de estudio se obtuvo por medio de modelos de elevación digital (DEM), mismos que se adquirieron de ALOS PALSAR cuya resolución espacial es de 12.5 metros.

El procedimiento se describe a continuación:

ALOS PALSAR

1. Para acceder a la información es necesario crear un registro a través del navegador web.
2. Una vez registrados se configuró los filtros de búsqueda acorde a lo que requerimos en este caso terrenos de alta resolución y se seleccionó la fecha de datos más reciente.
3. Se seleccionó el sector de estudio mediante un polígono con las coordenadas de ubicación del área de estudio y se procedió a bajar el archivo tipo zip el cual contiene el archivo DEM de alta resolución, posteriormente se extrajo el archivo en la carpeta deseada.

ARCGIS

4. En el ArcGis se procedió a cargar el DEM.
5. Para generar las curvas de nivel se transformó el DEM, mediante las herramientas de análisis espacial en la opción superficie en el ítem contorno, en la opción intervalo de

contorno se ubicó el intervalo de curvas que requerimos, en este caso se las ubicó cada 2 metros

6. Con las curvas generadas se obtuvo el mapa topográfico en superficie escala 1:800 con el DATUM/PSAD 56.
7. Finalmente se realizó un corte topográfico en sentido diagonal a la concesión.

El levantamiento topográfico interior mina se lo realizó ubicando un punto de partida en la boca mina, cuyas coordenadas se obtuvo con un GPS tipo Garmin, luego se procedió a levantar con el uso de cinta y brújula, donde se midió el azimut, ancho, altura, longitud e inclinación de la galería, los datos se registraron en la ficha de campo denominada Levantamiento topográfico (Tabla 4).

Tabla 4. Levantamiento topográfico.

LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO INTERIOR MINA						
<i>ESTACIÓN</i>	<i>DISTANCIA</i>	<i>AZIMUT</i>	<i>ANGULO DE INCLINACIÓN</i>	<i>ALTO</i>	<i>ANCHO</i>	<i>OBSERVACIONES</i>

Posteriormente para el trabajo de oficina se ingresó los datos de campo al Software AutoCad 2021, en el cual se elaboró el mapa topográfico subterráneo escala 1:700 con el Datum UTM/PSAD 56.

5.3.1.2. Caracterización geológica. Se la realizó tanto en superficie como en subterráneo a fin de determinar y relacionar las condiciones geológicas existentes en el área de estudio.

El levantamiento geológico superficial consistió en realizar un recorrido por el área de estudio y alrededor de la misma, a fin de identificar los afloramientos que se presenten, una vez identificados se tomó su ubicación geográfica con GPS y sus datos estructurales con el uso de la brújula, así mismo se identificó la composición macroscópica de la roca mediante la observación in situ con ayuda de una lupa y la aplicación de ácido clorhídrico al 10%, en los casos en los que no fue posible identificar la mineralogía de la matriz, se tomó una muestra de mano para ser analizada en laboratorio. A partir de los datos recolectados se confeccionó un mapa geológico superficial escala 1:1 500. Los datos recolectados se registraron en la ficha de campo denominada Caracterización geológica en superficie (Tabla 5).

Tabla 5. Caracterización geológica en superficie.

CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA EN SUPERFICIE			
AFLORAMIENTO			
Nro. de afloramiento		<i>Ubicación:</i>	
Coordenadas:	<i>X:</i>	<i>Y:</i>	<i>Datum:</i>
Realizado por:			

Ancho:				Altura:	
Descripción:					
Medidas Estructurales	R			B	
Hidrogeología	Sin presencia de agua ()	Seco (sin señales de agua) ()	Húmedo ()	Goteo ()	Flujo ()
Grado de meteorización	Inalterada ()	Ligeramente alterada ()	Moderadamente alterada ()	Muy alterada ()	Compl Meteorizada ()
MATRIZ ROCOSA					
Tipo de roca:					
Nombre de la roca:					
Color:					
Mineralogía:					



Figura 4. Caracterización geológica en superficie.

El levantamiento geológico subterráneo se lo desarrolló mediante un primer recorrido a lo largo de la labor a fin de identificar las diferentes litologías, una vez identificadas se determinó la sección tomando como referencia los puntos del levantamiento topográfico. Además, a lo largo de la labor se ubicó las estructuras geológicas tales como vetas, vetillas, fallas, sistemas de diaclasamiento, entre otras; una vez ubicadas se procedió a tomar sus respectivas medidas estructurales: azimuth y buzamiento con la ayuda de una brújula y su potencia con cinta métrica, la información se recopiló en la ficha de campo denominada Levantamiento geológico estructural (Tabla 6).

Tabla 6. Levantamiento geológico estructural

LEVANTAMIENTO GEOLOGICO ESTRUCTURAL							
<i>Nro</i>	<i>Estructura</i>	<i>Ubicación</i>	<i>Rumbo</i>	<i>Buzamiento</i>	<i>Dirección de buzamiento</i>	<i>Potencia</i>	<i>Descripción</i>
1							



Figura 5. Levantamiento geológico en subterráneo.

Así mismo, se recolectó una muestra de mano en cada cambio litológico con el fin de analizarla a mayor detalle empleando el microscopio, determinando el color, textura, mineralogía, entre otros, y así llegar a definir el tipo de roca; los datos obtenidos se registraron en la ficha de trabajo denominada Caracterización petrográfica en subterráneo (Tabla 7). Una vez realizado el análisis petrográfico, se elaboró el mapa geológico estructural escala 1:800 con el Datum UTM/PSAD 56.

Tabla 7. Caracterización petrográfica en subterráneo.

CARACTERIZACIÓN PETROGRÁFICA EN SUBTERRÁNEO					
Responsable:				Nro.	
Fecha:				Ubicación:	
Tipo de roca:					
Nombre de la roca:					
Color:					
Textura:					
Mineralogía	Minerales dominantes				
	Minerales accesorios				
	Mineralización				
Grado de meteorización	Sana ()	Algo meteorizada ()	Moderadamente Meteorizada ()	Muy Meteorizado ()	Completamente Meteorizada ()
Descripción					

5.3.1.3. Determinación de las propiedades físico-mecánicas. Para determinar las propiedades se realizaron ensayos en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables de la Universidad Nacional de Loja.

Propiedades físicas.

- **Peso específico aparente:** El procedimiento ejecutado se describe a continuación:

- 1) Se tomó un fragmento de las muestras tomadas en campo y se pesó utilizando la balanza analítica.
- 2) Posteriormente se sumergió las muestras en un vaso de precipitación con agua destilada durante un lapso de 24 horas.
- 3) Pasadas las 24 horas se retiraron las muestras y se secó la superficie con un paño hasta quitar el brillo del agua y se procedió a pesarlas para obtener el peso saturado.
- 4) Para obtener el peso sumergido se suspendió la muestra de la balanza analítica con un hilo y se la sumergió en un vaso de precipitación con agua destilada.

La Figura 6, describe el procedimiento anteriormente descrito.



Figura 6. Procedimiento para determinar el peso específico aparente.

Una vez obtenidos todos los parámetros, se los reemplazó en la siguiente expresión:

$$\rho_a = \frac{W_{seco}}{W_{saturado} - W_{sumergido}} \times \rho_w \quad [\text{gr/cm}^3]$$

ρ_w : se consideró el peso específico del agua a temperatura ambiente de 18 °C equivalente a 0.9986 gr/cm³

- **Peso específico real:** Se realizó mediante el método del picnómetro, los pasos se los describe a continuación:
 - 1) Se secó las muestras a 100 °C durante aproximadamente 4 horas.
 - 2) Se trituro la muestra a un grado de finura de 75 μm para ser pasada a través del tamiz #200.

- 3) Se utilizó el picnómetro de 100 mL se vertió agua destilada hasta el borde, se lo tapó y se lo pesó.
- 4) Con ayuda de una espátula se tomó una fracción de 30 g de la muestra previamente pulverizada y tamizada.
- 5) Se vertió agua destilada hasta la mitad del picnómetro para introducir los 30 g de muestra con ayuda de un embudo, se agitó ligeramente el picnómetro para evitar que parte de la muestra quede pegada en las paredes y se utilizó la bomba al vacío para eliminar las burbujas de aire que puedan afectar al peso.
- 6) Una vez que el sólido decante se vertió nuevamente agua destilada hasta el borde, se tapó el picnómetro y se pesó.

La Figura 7, describe el procedimiento anteriormente descrito.



Figura 7. Procedimiento para determinar el peso específico real.

Con las medidas tomadas se aplicó la siguiente expresión:

$$\rho_r = \frac{W_{pulverizada}}{W_2 + W_{pulverizada} - W_1} \times \rho_w \quad [\text{gr/cm}^3]$$

Donde:

W_2 = Peso del picnómetro + agua

W_1 = Peso del picnómetro + agua + muestra pulverizada.

ρ_w : se consideró el peso específico del agua a temperatura ambiente de 18 °C equivalente a 0.9986 gr/cm³

- **Porosidad:** Tomando como base los resultados de los ensayos anteriores se realizó los cálculos a partir de la siguiente expresión:

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

Propiedades mecánicas.

- ***Resistencia a la compresión simple:*** Para la ejecución de este ensayo se utilizó cubos, inicialmente se tomaron las medidas de los mismos con ayuda del esclerómetro, posteriormente se pesó los cubos y se los colocó en la prensa hidráulica; una vez colocados se insertaron los datos en el tablero, se elevó la palanca del paso de aire y se inició el ensayo.

Se aplicó carga continuamente entre los 0 y 11 min hasta que se produjo una rotura; la velocidad de carga de la prensa estuvo comprendida entre 500 y 700 N/s. Una vez la prensa dejó de aplicar fuerza se tomó los datos marcados en el tablero, así mismo se tomó registro fotográfico de la rotura ocasionada.



Figura 8. Procedimiento para realizar el ensayo de compresión

Para calcular la resistencia a la compresión se empleó la siguiente expresión:

$$\sigma_c = \frac{F_t}{A} = \frac{\text{Fuerza aplicada}}{\text{Área}} \text{ [MPa]}$$

5.3.2. Metodología para el segundo objetivo: Evaluar la calidad del macizo rocoso de la galería principal de exploración.

En primera instancia se realizó una división de la labor mediante estaciones geomecánicas tomando como referencia los puntos establecidos en el levantamiento topográfico, en los sectores en donde no se evidencio presencia de discontinuidades, se consideró un RQD de clase I equivalente a Excelente, en el caso del RMR se consideró el parámetro de la resistencia que presenta la matriz rocosa y como demás valores de puntuación el inmediato inferior respecto a la puntuación más alta de cada parámetro.

Para realizar el levantamiento geomecánico se describió las discontinuidades, recolectando sus datos estructurales y datos como: separación, longitud, apertura, rugosidad, meteorización, filtración y relleno. Los datos recolectados se registraron en la ficha de Caracterización Geomecánica (Tabla 8).

Tabla 8. Caracterización Geomecánica

Nº	HOJA Nº	SEPARACION EN mm	LONGITUD EN m	APERTURA EN mm	RUGOSIDAD									METEORIZACION						FILTRACION			RELLENO			OBSERVACIONES		
					I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	I	II	III	IV	V	VI	1	2	3					
1	TIPO DE PLANO	DIRECCION DE HUGAMENTO (°)	RUGOSIDAD (°)	Exemplar juntas <20	Muy baja <1	Muy oscura <0.1	Escalonada Ondulada Plana									Intensa (6) Ligeramente abundante (5) Moderadamente abundante (3) Muy abundante (1) Completamente (0) Suelo rochoso (0) Seco (1,5)						Ligeramente abundante (10) Abundante (7) Gruesa (4) Fina (0)			Rugosa (6) Duro (5-3) Blando (1-0)			
				Muy juntas 20-60	Baja 1-3	Oscura 0.1-0.25																						
				Juntas 60-200	Moderada 3-10	Ablanca 0.5-2.5																						
				Moderadamente juntas 200-600	Alta 10-20	Ancha >10																						
				Separadas 600-2000	Muy alta >20	Muy ancha 10-100																						
				Muy separadas 2000-4000		Extremad ancha 100-1000																						
				Extremadamente separadas >4000		Cavernosa >1000																						

Nota: Tomada de Castillo, (2020)

En el caso del parámetro de rugosidad se consideró los perfiles establecidos por Barton (Figura 9):

Descripción	Perfil
Rugosa Lisa Pulida	
	Escalonada
Rugosa Lisa Pulida	
	Ondulada
Rugosa Lisa Pulida	
	Plana

Figura 9. Índice de Rugosidad, Clasificación, Método alternativo de Barton (1987)

Nota: Tomado de Ramirez Oyanguren & Alejano Monge (2004, p.91)

- **RQD:** Se utilizó el conteo volumétrico mediante la siguiente expresión:

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

Jv: Representa el número total de discontinuidades por metro cúbico:

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

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

- **RMR:** Consistió en determinar la clase del macizo rocoso, en función de la siguiente expresión:

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

Donde:

V1: Resistencia de la matriz

V2: RQD

V3: Espaciado de las juntas

V4: Naturaleza de las Juntas

V5: Flujo de agua

En función a lo establecido en el Anexo 11 se le otorgó una valoración a cada parámetro, al RQD previamente calculado, el resultado del ensayo de compresión y de acuerdo a los datos tomados en campo (V3, V4 y V5) registrados en la ficha denominada Caracterización Geomecánica.

- **Q de Barton:** para determinar el índice de calidad Q se empleó la correlación del RMR a Índice Q, mediante la siguiente expresión:

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

Con la correlación se despejo el parámetro Q obteniendo la siguiente ecuación:

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

Una vez obtenidos los valores se clasificó la roca según su calidad mediante la siguiente tabla:

Tabla 9. Índice de calidad Q

CLASIFICACIÓN DE LA ROCA DE ACUERDO CON EL ÍNDICE DE CALIDAD Q	
<i>Tipo de roca</i>	<i>Calidad de la roca</i>
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
Excepcionalmente buena	100-400

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

Una vez realizada la clasificación del macizo rocoso en oficina se procedió a elaborar un mapa geomecánico de la labor en escala 1:550 con el Datum UTM/PSAD 56.

- **Análisis con Software especializado:** se realizó un análisis cinemático para determinar la presencia de cuñas inestables, empleando el Software UnWedge.

5.3.3. Metodología para el tercer objetivo: Dimensionar la galería principal de acceso adecuándola a la galería principal de exploración actual.

5.3.3.1. Descripción de las actividades actuales.

Se realizaron visitas de campo en donde se recorrió la zona de estudio y se evaluó visualmente la condición en la que se encuentran las instalaciones del campamento minero y se realizó un levantamiento planimétrico del campamento con el uso de cinta y brújula, la información obtenida se registró en la ficha denominada Características del campamento minero (Tabla 10). Con la información conseguida en campo se confecciono el levantamiento planimétrico del campamento minero escala 1: 370.

Tabla 10. Características del campamento minero

CARACTERÍSTICAS DEL CAMPAMENTO MINERO				
Titular:				Cod. Censal:
Ubicación:				Datum:
Coordenadas	X:	Y:	Z:	
Realizado por:				
<i>PERSONAL</i>				
Labor que realizan		Cantidad		
Perforador				
Ayudante				
Peones				
<i>MAQUINARIA</i>				
Maquinaria	Cantidad	Especificación Técnica	Placa	
Compresor				
Vagoneta				
Perforadora				
Locomotora				
<i>INFRAESTRUCTURA</i>				
Infraestructura	Cantidad	Tipo De Construcción	Superficie	Coordenadas
Comedor				
Cocina				
Baños				
Dormitorios				
Bodegas De Combustible				
Polvorín				
Polvorín Fulminantes				
Escombrera				
Área de compresores				
LEVANTAMIENTO DEL CAMPAMENTO				
P-PI	Longitud		Azímüt	
<i>INSUMOS</i>				
Insumos	Cantidad	Tipo	Procedencia	
Combustible				
Energía				
Agua				

Así mismo se describió el ciclo de minado que se está desarrollando actualmente. La información recopilada se registró en la ficha denominada Descripción de actividades actuales (Tabla 11).

Tabla 11. Descripción de actividades actuales.

DESCRIPCION DE LAS ACTIVIDADES ACTUALES				
Realizado por:				
Datum:				
Coordenadas:	X:	Y:		
Representante:			Titular Minero:	
Propietario del terreno:			Contrato operacional:	
Estado:				
Dimensiones de la galería	Alto:		Ancho:	

DESCRIPCION DE LAS ACTIVIDADES ACTUALES				
Observaciones:				
<i>Perforación</i>				
Máquina de perforación:			Longitud de barrenos:	
Diámetro del barreno:		Nro de taladros:	Perforaciones diarias:	
Personal Requerido:	Tiempo de perforación:			
Observaciones:				
<i>Voladura</i>				
Tipo de explosivo:				
Nro de taladros cargados:				
Sistemas de iniciación:	Mecha Lenta	Cordón detonante	Eléctrico	Otros
Cantidad de explosivo por voladura:			Tiempo de carguío de S.E.:	
Personal requerido:				
<i>Ventilación</i>				
Tipo de ventilación	Natural		Mecánica	
Tiempo de ventilación				
<i>Saneamiento</i>				
Instrumento			Longitud	
Características				
<i>Carga</i>				
Forma del carguío:			Nro de vagones:	
Capacidad de carga:		Cantidad de material extraído por turno:		
Personal requerido:				
<i>Acarreo</i>				
Forma de acarreo:			Destino:	
Personal			Tiempo	
<i>Iluminación</i>				
Linternas de casco	Led		Eléctrica	
<i>Desagüe</i>				
Natural	Bombas		Otros	
<i>Fortificación</i>				
Madera	Hormigón		Otros	
Observaciones:				
Metros de fortificación:				

5.3.3.2. Estimación de reservas.

Las dimensiones del bloque se estimaron a partir de la labor de exploración realizada por el titular minero, condicionada por el área del permiso minero, a partir de estos datos se realizó la proyección del bloque considerando que se tiene una estructura que probablemente tenga una continuidad uniforme, para el respectivo cálculo de reservas aplicando el principio básico de la estimación de reservas de mineral mediante la fórmula de tonelaje.

$$\text{Tonelaje} = V * \rho$$

Donde:

ρ : Densidad de la veta(ton/m³)

V: Volumen del Bloque (m³)

$$V = A * Pm$$

Siendo:

Pm: Potencia media de la veta. (m)

A: Área del bloque. (m²)

$$A = \frac{A'}{\text{Sen } \alpha}$$

Siendo:

α : Buzamiento de la veta.

A': Área Proyecto del Bloque(m²)

$$A' = b * h$$

Siendo:

b: Longitud de la veta(m)

h: Profundidad de la veta(m)

Tiempo de vida del Bloque.

Para estimar el tiempo de vida del bloque se consideró el tonelaje/día máximo de producción permitido en el régimen actual de acuerdo a la Ley de Minería, y se lo determinó en base a la siguiente expresión:

$$T_{VB} = \frac{\text{Tonelaje}}{Pd}$$

Donde:

Pd: Producción diaria (máximo de producción).

Reservas minerales posibles.

En cuanto al contenido mineral se partió de los ensayos realizados por el titular minero, llegando a estimar la ley del bloque, mediante la siguiente expresión:

$$R_{pos} = \text{Tonelaje} * Lm$$

Donde:

Lm: Ley media del mineral. (g/ton)

5.3.3.3. Parámetros técnicos para el diseño de la galería. El diseño de la galería de acceso se lo definió en función de las dimensiones de la maquinaria que se desea emplear, el paso de servicios y del personal. Para los cálculos respectivos se utilizó como base las ecuaciones planteadas por Torres Blanco & Sargentón Romero (2009, p. 13) y Mendieta (2023).

a) Ancho de la galería

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

Dónde:

m: distancia entre pared y los medios de transporte.

K: número de vías.

A: ancho mayor del medio de transporte a utilizar.

p: espacio entre medios de transporte si es más de una línea.

n: espacio de seguridad para el paso del personal

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

Siendo:

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

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

h_R : Altura de la capa de balasto hasta la cabeza de los rieles.

a_1 : Ensanchamiento de la excavación por el lado del transporte a causa de la curvatura de los peones

$$a_1 = (h_o - h_c) \operatorname{tg} \alpha_1$$

Donde:

h_c : Altura de la parte recta del apoyo, m

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

$$h_o = h + h_B + h_R$$

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

α_1 : ángulo de transición de la parte recta de los apoyos a la curva.

a_2 : Ensanchamiento por el lado de paso de personal

$$a_2 = (h_p - h_c) \operatorname{tg} \alpha_1$$

h_p : Altura del paso libre del personal, m

$$h_p = 1.8 + h_B$$

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

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

b) *Altura de la galería*

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

Si $f \leq 12$

La altura de la semi bóveda será:

$$h_1 = \frac{1}{3} * B_o$$

$$H = h_1 + h$$

h: Altura para el paso del personal / altura máxima de equipo y maquinaria

Sección útil:

$$S_1 = B_o \times (h_1 + 0.26 \times B_o)$$

Sección útil:

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

5.3.3.4. Determinación del ciclo de trabajo. El ciclo de excavación se compone de las siguientes operaciones:

- a) **Arranque:** Se determinó el tipo de arranque para la ampliación de la sección de la galería.

Arranque mecanizado: Se estableció el equipo adecuado para el arranque mecanizado de acuerdo a la altura máxima de trabajo y la sección a excavar.

Perforación y voladura: Se determinó la longitud y diámetro del barreno, así mismo se seleccionó el explosivo y se determinó el pasaporte de perforación y voladura. Como base para los cálculos del diseño se empleó las ecuaciones propuestas por Holmberg, (1982) y López Jimeno et al. (2003, p. 310).

Diámetro de barrenos

$$db = dc + 4, \text{ mm}$$

Donde:

dc: Diámetro del cartucho de sustancia explosivo

Longitud de perforación

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

Donde:

D₂: Diámetro del barreno vacío, m

Longitud de avance

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

$$X = 0.95 * L$$

Sección del barreno

$$S_b = \frac{\pi * db^2}{4}$$

Cara libre

– **Burden cara libre.**

$$B_1 = 1.5 * D_2$$

Burden práctico: $B_z = B - E_p$

Donde:

E_p : Error de perforación

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

Siendo:

L = longitud de perforación. (m)

α : desviación angular. (m)

e' = error de emboquille. (m)

– **Concentración lineal de carga:**

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

Donde:

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

D_1 : Diámetro de Perforación elegido en función a la broca. (m)

D_2 : Diámetro de taladro vacío. (m)

c: Constante de la roca. En función a la Tabla 12.

Tabla 12: Coeficiente de la roca(c).

Dureza de la roca	Coeficiente de la roca
Tenaz	2
Intermedia	1.5
Fiable.	1

Nota: LópezJimeno et al., (2003)

PRP_{ANFO} : Potencia relativa en peso del Anfo.

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{P_{exp} * v d^2}{P_{ANFO} * V^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

Siendo:

P_{ANFO} : Densidad del Anfo. (g/cm³)

V: velocidad de detonación del Anfo. (m/s)

P_{exp} y vd : Hacen referencia al explosivo patrón.

a) Barrenos de primera sección

– **Burden**

En vista de que ya se cuenta con una cara libre se aplicó la metodología para perforación en superficie, mediante la relación entre burden y espaciado, a través de la siguiente ecuación:

$$E = 1.5B$$

$$B = \frac{E}{1.5}$$

Donde:

E: Espaciado entre taladros. Obtenido de la Tabla 13.

Tabla 13. Distancia entre taladros.

Dureza de la roca	Distancia entre taladros(m)
Tenaz	0.50-0.55
Intermedia	0.60-0.65
Fiable.	0.70-0.75

Nota: López Jimeno et al., (2003)

Para continuar con los cálculos se empleó la metodología de Holmberg, (1982).

HASTIALES

- *Numero de taladros*

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

- b) *Barrenos de contorno segunda sección.*

HASTIALES:

- *Burden:*

$$B_z = B - Ep$$

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

Donde:

\bar{C} : constante corregida.

$$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B} \text{ para burden} < 1,4 \text{ m}$$

f: Factor de fijación y Relación $\frac{S}{B}$. Obtenidas de la Tabla 14

Tabla 14. Factor de fijación y relación espaciamento/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: López Jimeno et al., (2003, p. 354)

- *Numero de taladros*

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

- *Espaciamento*

$$hdisp = 0.3345 \times At$$

At: Alto del túnel – alto de bóveda

- *Carga de fondo y de columna*

$$Lf = 1.25 \times B$$

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

Donde:

Lf: longitud de carga de fondo.

Lc: longitud de carga de columna

L: longitud de avance.

D₁: Diámetro de Perforación elegido en función a la broca. (m)

– **Número de cartuchos:**

$$N^{\circ} = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We}$$

ALZAS O CORONA

– **Burden:**

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

Burden práctico

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

– **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**

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

– **Longitudes de la carga de fondo (Lf) y de columna (Lc)**

$$Lf = 1.25 \times Bz$$

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

b) Ventilación: Se cálculo de la cantidad de aire necesario para la ventilación basándose en factores como: Gasto de sustancia explosiva, la cantidad de personas que se encuentran en el sector de trabajo y cantidad de polvo, una vez determinado el caudal necesario se estableció el ventilador y ducto de ventilación que abastezca dicha necesidad.

Cantidad de aire de acuerdo al gasto de sustancia explosiva.

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

Donde:

A: Cantidad de sustancia explosiva detonada simultáneamente. (kg)

b: Cantidad convencional de gas carbónico, que se desprende en la voladura por 1 kg de Sustancia Explosiva.

c: Grado indispensable de la dilución de los productos de la voladura, por volumen.

t: Tiempo de ventilación después de la voladura. (min)

K: Coeficiente de reserva de aire.

Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de personas

$$Q_m = \frac{q * n * k}{60}$$

Donde:

q: aire por persona. (m³/min)

n: Cantidad máxima de personas en el frente.

Cantidad de aire por velocidad mínima para remover polvo.

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

Caudal de aire total.

$$Q_{T1} = Q_{se} + Q_m + Q$$

Caudal de aire según las fugas.

$$Q_{Fu} = 15\% * Q_{T1}$$

Caudal real de aire requerido.

$$Q_r = Q_{T1} + Q_{Fu}$$

c) **Saneo:** Se estableció los equipos necesarios, y la distancia a la que el personal debe ubicarse para realizar el saneamiento.

d) **Carga y Transporte:** Se determinó la forma de acarreo del material hacia la superficie, el tipo de vagón, capacidad de carga, entre otros. Los cálculos se realizaron con las siguientes ecuaciones:

Volumen extraído por turno.

$$V_{extraído} = S * L_{avance} * e$$

Tonelaje por turno.

$$Tonelaje = V_{extraído} * \rho = * 2.83 \frac{ton}{m^3}$$

Donde:

p : densidad de la roca ton/m³

Capacidad por vagón.

$$C = \frac{Vc * p * Fc}{e}$$

Donde:

C: capacidad de carga, ton

Vc: Volumen del carro minero, m³

p : densidad de la roca, ton/m³

Fc: coeficiente de llenado.

e: esponjamiento.

Número de vagones

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

Número de viaje

$$\#Viajes = \frac{N}{\#Vagones}$$

e) **Alumbrado.** Se empleó el método de los lúmenes para calcular cantidad de luminarias.

Flujo luminoso total necesario.

Para lo que se aplicó la siguiente fórmula:

$$\phi T = \frac{Em * S}{Cu * Cm}$$

Donde:

Em: Iluminancia deseada. Lux

S: Superficie. m²

Cu: Coeficiente o factor de utilización.

Cm: Coeficiente de mantenimiento.

Factor de utilización (Cu).

El factor de utilización se da para cada tipo de luminaria en función de los coeficientes de reflexión y el índice del local. Los datos son obtenidos de la Figura 10.

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		0.1			
		0.5	0.3	0.1	0.5	0.3	0.1	0.5	0.3	0.1	0.3	0.1	0
	0.6	.39	.35	.32	.36	.34	.32	.38	.31	.33	.31	.30	
	0.6	.48	.43	.40	.47	.42	.40	.45	.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
	4.0	.72	.70	.68	.70	.69	.67	.67	.66	.64	.63	.61	.58
	5.0	.73	.71	.70	.71	.70	.68	.68	.67	.66	.64	.63	.59

H_m: altura luminaria-plano de trabajo

Figura 10. Factor de utilización.

Nota: Salazar López, (2019)

Índice Local: Determinado a partir del método europeo:

$$K = \frac{a * b}{h(a + b)}$$

Donde:

a: Ancho:

b: Longitud:

h: altura:

Coefficiente de reflexión. Estos valores se encuentran normalmente tabulados para las diferentes superficies (Ver Tabla 15)

Tabla 15. Coeficiente de reflexión

	Color	Factor de Reflexión
	Blanco o muy claro	0.7
Techo	Claro	0.5
	Medio	0.3
	Claro	0.5
Paredes	Medio	0.3
	Oscuro	0.1
	Claro	0.3
Suelo	Oscuro	0.1

Nota: Tomado de la Tesis de Piedra Vega, E. (2015)

Coefficiente de mantenimiento (Cm)

Este coeficiente depende del grado de suciedad del ambiente en el que se encuentre trabajando la lámpara:

Ambiente limpio: 0.8.

Ambiente sucio: 0.6.

Número de luminarias.

$$N = \frac{\phi T}{n * \phi L}$$

Donde:

ΦT : flujo luminoso total.

n = número de lámparas por luminaria.

ΦL : flujo luminoso de una lámpara.

Ubicación de luminarias:

- **Distancia máxima entre luminarias.**

$$e = \frac{b}{N} =$$

- **Altura de las luminarias y el techo**

$$h = HT - Hs$$

Donde:

HT: Altura total.

Hs: altura del plano de trabajo al suelo.

- f) Desagüe:** Para la medición del caudal de la mina realizó mediante el método volumétrico, el cual consistió en el tiempo de llenado de un recipiente de 1L, el cálculo de lo desarrolló a través de la siguiente expresión:

$$Q = \frac{V}{t}$$

Donde:

Q: es el caudal medido en litros/segundos

V: Volumen en litros

t: Tiempo en segundos

- g) Fortificación:** Para determinar el tipo de sostenimiento en la labor se empleó las alternativas propuestas por Bienawski y Bartón en función a la valoración del macizo rocoso.

5.3.3.5. Evaluación de costos. Se determinó el costo que conlleva la ampliación de la galería para ello se determinó costos y gastos de laboreo por metro de excavación, considerando mano de obra, insumos y maquinaria de acuerdo a cada actividad.

6. Resultados.

6.1. Resultados del primer objetivo: Caracterizar la geología y las propiedades físico-mecánicas

6.1.1. Topografía en superficie

A través de los modelos de elevación digital obtenidos de Alos Palsar se logró elaborar un mapa de la topografía en superficie escala 1: 800, determinando que el área minera presenta un relieve correspondiente a una ladera, en donde su altitud varía desde 1686 m.s.n.m. a 1746 m.s.n.m.

La Figura 11 muestra la topografía en superficie del Área Minera Nueva Esperanza.

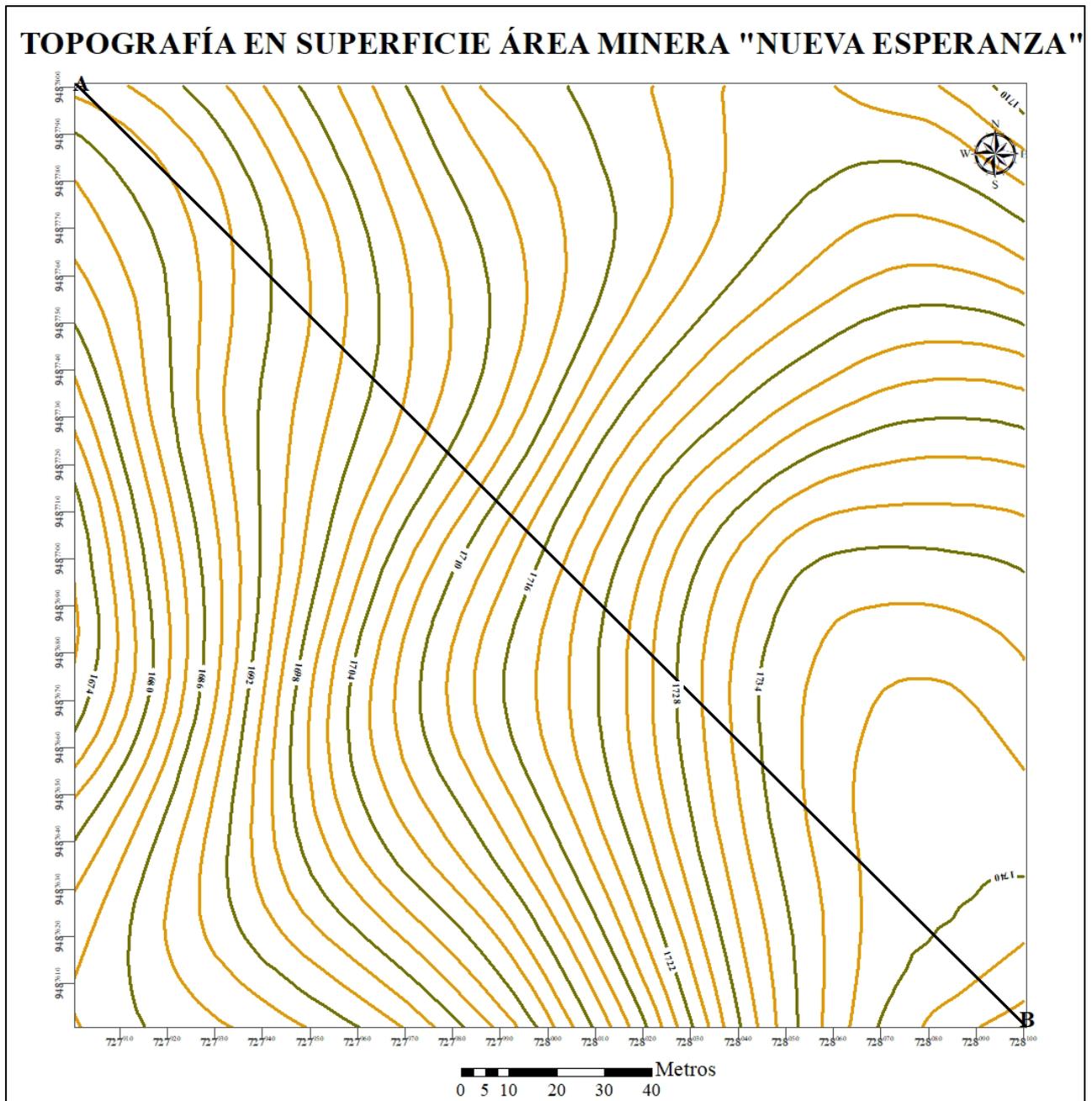


Figura 11. Topografía en superficie

En la Figura 12 se muestra el perfil que tiene el área de estudio, evidenciando una pendiente en el terreno de la montaña, extendiéndose en forma descendente hasta la parte baja del relieve donde se encuentra; a lo largo de los 282.85 m que posee existe una diferencia de altitud de 60 m.

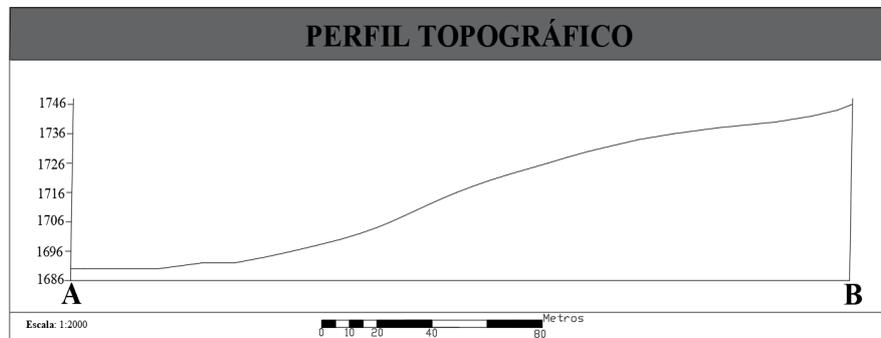


Figura 12. Perfil topográfico.

6.1.2. Topografía interior mina

Al realizar el levantamiento topográfico mediante el uso de cinta y brújula se logró determinar que la galería principal de exploración tiene una longitud de 200.4 m, la Boca Mina se encuentra ubicada en la cota 1694 y la labor finaliza en la cota 1697.5, dando una diferencia de 3.50 m, es decir tiene una pendiente de 1,74% (Ver Anexo 1).

En la Tabla 16 se muestra las características topográficas que presenta la galería.

Tabla 16. Características de la galería.

Galería principal			
Azimet	Abscisas	Alto(m)	Ancho(m)
113°	0+000.00 - 0+113.17	1.80	1.10
109°	0+113.17 - 0+124.19	1.90	1.50
125°	0+124.19 - 0+151.04	2.00	1.50
187°	0+151.04 - 0+158.84	1.80	1.50
187°	0+161.24 - 0+170.40	1.80	1.10
210°	0+170.40 - 0+200.40	2.00	1.40
Cruce de Veta			
252°	0+158.84-0+161.24	1.80	2.40
85°	0+158.84-0+161.24	1.80	2.40

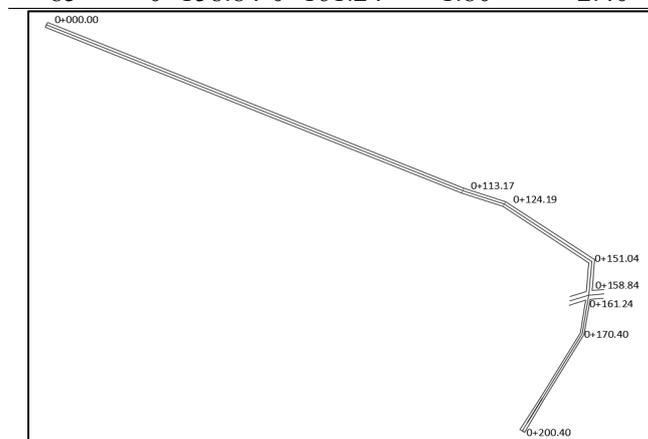


Figura 13. Características de la Galería de Exploración

6.1.3. Caracterización geológica.

6.1.3.1. Geología superficial. Litológicamente en el sector afloran rocas plutónicas relacionadas al Batolito de Zamora, compuestas de microdioritas, porfídico diorítico y granodioritas, así mismo se presentan depósitos aluviales y depósitos coluviales constituidos por materiales heterogéneos (rocas de diferente diámetro, desde centímetros hasta metros) (Ver Anexo 2).

En el recorrido se logró identificar 6 afloramientos, los cuales se describen a continuación:

Batolito de Zamora: asociado a las rocas de la unidad Misahuallí, comprende pórfidos dioríticos, microdioritas y granodioritas, constituidas por distintas proporciones de plagiocasa, anfíbol, feldespatos K, piroxenos y clorita en pequeñas proporciones.

– Afloramiento 1

COORDENADAS DE UBICACIÓN GEOGRÁFICA

727952.29

9487714.08

1697.00

DESCRIPCIÓN

En base al análisis mineralógico in situ se logró determinar que el afloramiento corresponde a un porfídico diorítico de grano grueso de origen ígneo con presencia de anfíboles con leve alargamiento y piroxenos; mediante el uso de ácido clorhídrico al 10% para comprobar la presencia de minerales ricos en calcio se corroboró que contiene plagioclasas ricas en calcio, Se encuentra ubicado en la superficie del túnel, en la parte trasera del área de compresores, rodeado de material arcilloso rojizo, tiene una altura de 4 y un ancho de 6 m.

DATOS: 75°/32°SE

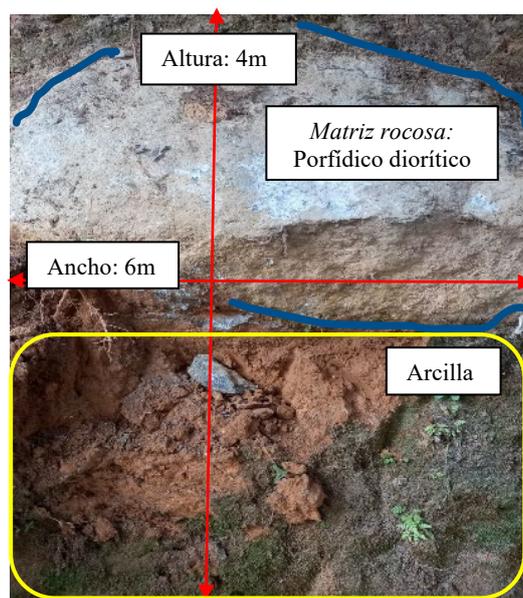


Figura 14. Afloramiento 1: porfídico diorítico.

– *Afloramiento 2*

COORDENADAS DE UBICACIÓN GEOGRÁFICA

728081.98

9487431.01

1736.64

DESCRIPCIÓN

Este afloramiento se encuentra ubicado sobre una labor antigua, abarca un alto de 2.50 m y 2 m de ancho. El afloramiento presenta fracturamiento y está constituido por granodiorita de grano medio de color blanquecino a rosácea, debido a su contenido de plagioclasas y feldespatos potásicos.

DATOS: 230°/85°NW

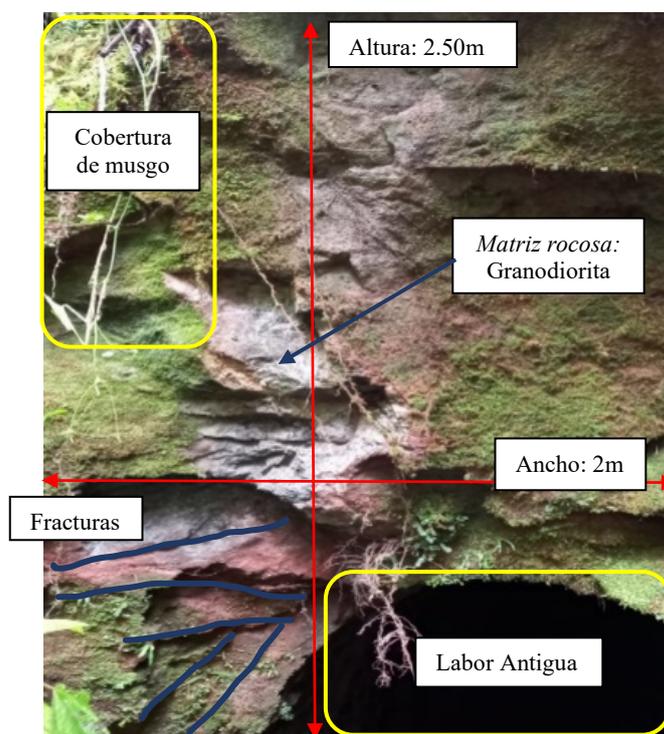


Figura 15. Afloramiento 2: Granodiorita fracturada.

– *Afloramiento 3*

COORDENADAS DE UBICACIÓN GEOGRÁFICA

727964.52

9487744.00

1697.90

DESCRIPCIÓN

El afloramiento tiene 2 m de altura por un 1 m de ancho, y está conformado por microdiorita de grano grueso color gris a pardo debido al grado de meteorización que presenta y a la presencia de oxidaciones de hierro.

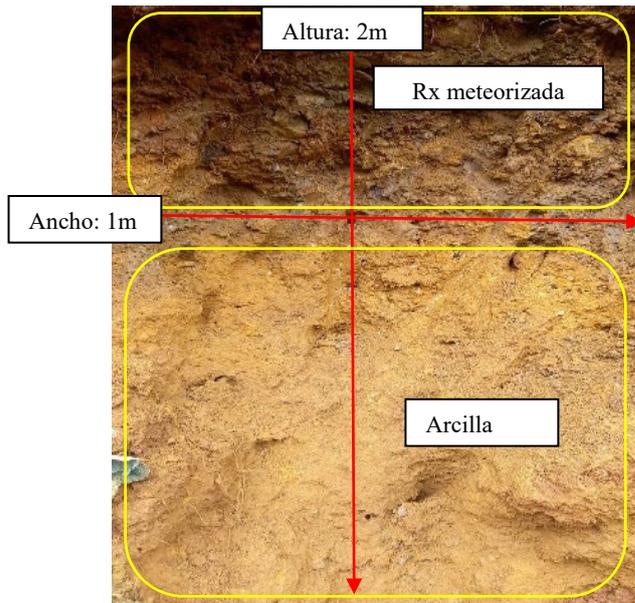


Figura 16. Afloramiento 3: Microdiorita meteorizada.

– **Afloramiento 4**

COORDENADAS DE UBICACIÓN GEOGRÁFICA

727992.45

9487660.75

1716.10

DESCRIPCIÓN

El afloramiento es de de 15 m. de ancho, con una altura de 20 m. La roca presenta textura fanerítica, tiene mayor porcentaje de minerales oscuros como los piroxenos y anfíboles; además de plagioclasas ricas en calcio, llegando a determinar que corresponde a una microdiorita, se evidencia meteorización.

DATOS: 161°/34°SW

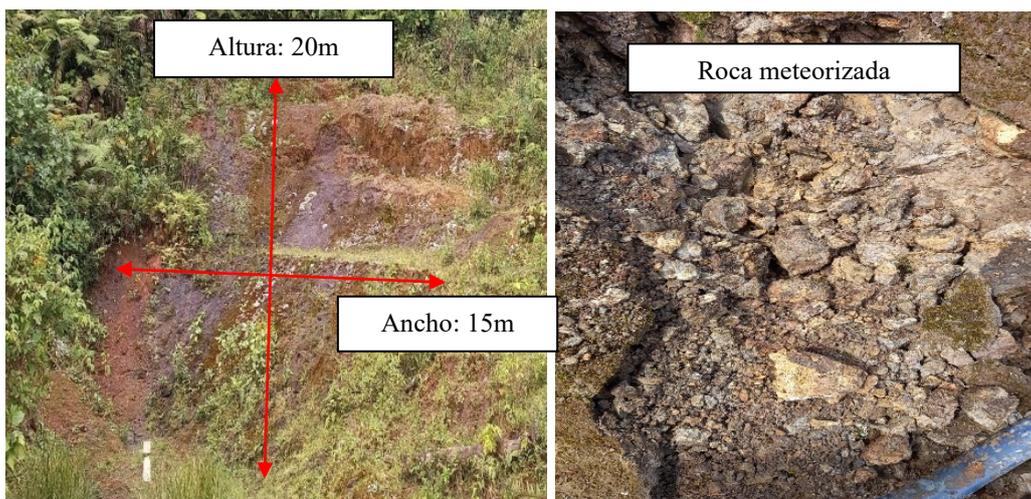


Figura 17. Afloramiento 4: Microdiorita

Depósitos cuaternarios: comprende una serie de depósitos de origen aluvial ubicados en la parte media e inferior de las quebradas y de origen coluvial constituidos por fragmentos de roca de diferentes tamaños.

– *Afloramiento 5*

COORDENADAS DE UBICACIÓN GEOGRÁFICA

728098.19

9487446.67

1746.03

DESCRIPCIÓN

Este afloramiento se encuentra ubicado en el cauce de la quebrada sin nombre, comprende un alto de 5 m y 2 m de ancho. La roca que lo compone es granodiorita de grano medio color gris con tonalidades rosáceas debido a contenido de feldespatos potásicos.

DATOS: 250°/85°NW



Figura 18. Afloramiento 5: Granodiorita.

– *Afloramiento 6*

COORDENADAS DE UBICACIÓN GEOGRÁFICA

727867.52

9487773.32

1680.00

DESCRIPCIÓN

Corresponde a material coluvial, la matriz se compone por microdiorita alterado de tonalidad gris azulado.



Figura 19. Afloramiento 6: Coluvio.

6.1.3.2. Geología subterránea. A partir de levantamiento geológico subterráneo se determinó que el macizo rocoso sobre el cual se encuentra emplazado la labor corresponde a 3 litologías distribuidas a lo largo de la excavación, cuyos contactos no se encuentran

definidos, sin embargo, se denoto un cambio en cuanto a las tonalidades y tamaño de los granos siendo posible determinar el cambio de litología; así mismo se evidenció la presencia de una serie de vetas y vetillas constituidas por cuarzo, oro, malaquita y pirita diseminada. (Ver Anexo 3).

En la Tabla 17 se presentan los sectores geológicos de la galería de exploración.

Tabla 17. Estaciones geológicas.

Estaciones	Abscisa	Roca
E1	0+000.00 - 0+027.05	Porfidico diorítico meteorizado
E2	0+027.05 - 0+064.75	Porfidico diorítico
E3	0+064.75 - 0+178.40	Microdiorita
E4	0+178.40 - 0+197.85	Brecha de falla
E5	0+197.85 - 0+200.40	Microdiorita

En la Tabla 18 se describen las diferentes estructuras identificadas en la excavación.

Tabla 18. Estructuras.

Estructura	Abscisa	Potencia(cm)	Descripción
Veta 1	0+082.15	15	Rellena de cuarzo, con mineralización de crisocola, pirita y calcopirita.
Zona de vetillas 1	0+092.15	2	Relleno de cuarzo, feldespatos potásicos, y mineralización de pirita diseminada.
Zona de vetillas 2	0+120.00	2	Relleno de cuarzo, feldespatos potásicos, y mineralización de calcopirita diseminada.
Zona de vetillas 3	0+124.29	1.5	Relleno de feldespatos potásicos.
Zona de vetillas 4	0+135.89	3.5	Relleno de feldespatos potásicos y cuarzo.
Vetillas	0+144.29	3	Relleno de cuarzo y feldespatos potásico.
	0+152.14	1	
	0+157.34	1	
Veta 2	0+161.24	40	Rellena de cuarzo, con mineralización de malaquita, oro, pirita y calcopirita diseminada (Ley mineral de Au 25g/ton)

En base al levantamiento geológico se presentan las siguientes estaciones:

Estación 1 (0+000.00 - 0+027.05): Se encuentra un porfidico diorítico de grano grueso completamente meteorizado, presenta minerales dominantes como las plagioclasas ricas en calcio y piroxenos (Ver Figura 20).

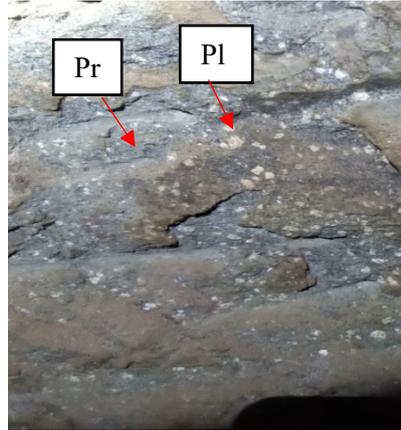


Figura 20. Porfídico diorítico meteorizado
Pl: Plagioclasas **Pr:** Piroxenos

Estación 2 (0+027.05 - 0+064.75): Se encuentra un porfídico diorítico de grano grueso, presenta minerales dominantes como las plagioclasas ricas en calcio y anfíboles (hornblenda) con un leve alargamiento, y minerales accesorios como los piroxenos (Ver Figura 21).

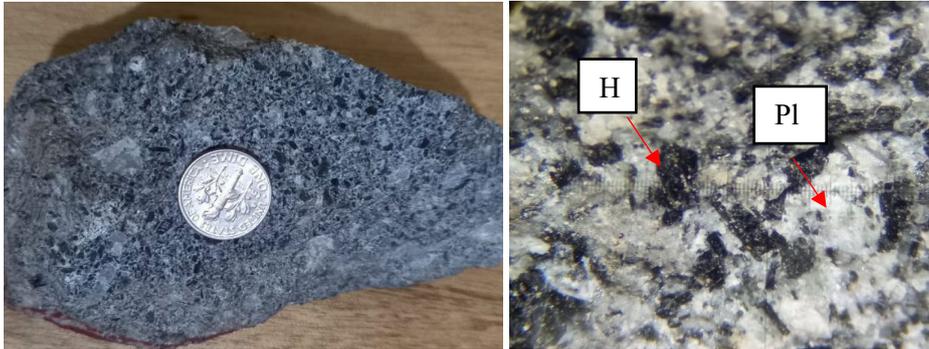


Figura 21. Porfídico diorítico.
H: Hornblenda. **Pl:** Plagioclasas.

Estación 3 (0+064.75 - 0+178.40): Se evidencia la presencia de microdiorita de grano grueso, compuesta por plagioclasas ricas en calcio, piroxenos y pequeñas cantidades de clorita lo que le brinda tonalidades verdosas (Ver Figura 22).

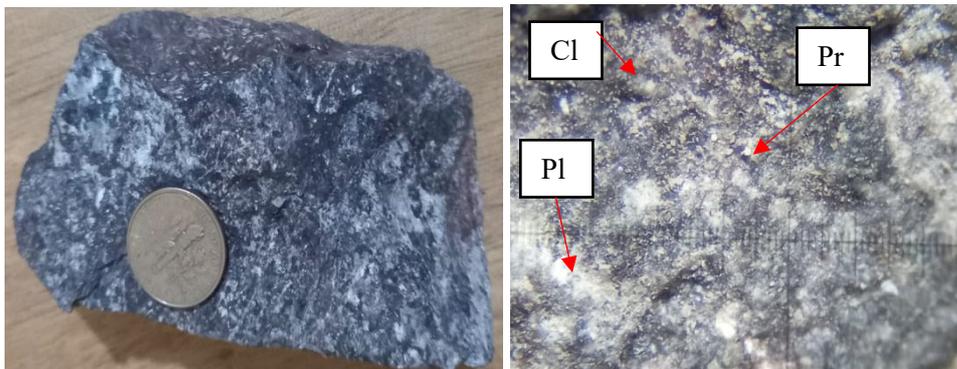


Figura 22. Microdiorita.
Cl: Clorita. **Pl:** Plagioclasas. **Pr:** Piroxenos.

Estación 4(0+178.40 - 0+197.85): Se presentan una brecha de falla aparentemente de origen hidrotermal de tonalidad rosácea debido al alto contenido de feldespatos potásicos, tiene plagioclasas ricas en calcio (Ver Figura 23).

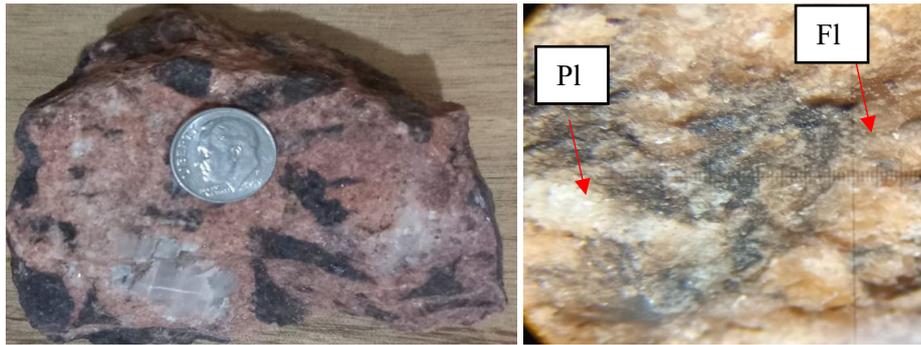


Figura 23. Brecha de falla.

Fl: Feldespatos. **Pl:** Plagioclasas.

Estación 5(0+197.85 - 0+200.40): Se evidencia microdiorita de grano grueso con tonalidades rosáceas debido a la oxidación de Sulfuros como la Pirita, compuesto principalmente por plagiocasa cálcica y piroxenos, se presenta clorita en pequeñas cantidades (Ver Figura 24).



Figura 24. Microdiorita

Pr: Piroxenos. **Cl:** Clorita.

6.1.4. Propiedades físico-mecánicas.

A lo largo de la labor se trabajó con 4 muestras ubicadas en cada cambio litológico, cuya distribución y ubicación se detallan en la Tabla 19.

Tabla 19. Ubicación y tipo de roca.

Nº de muestra	Estación	Tramo	Roca
M1	E1	0+027.05 - 0+064.75	Porfídico diorítico
M2	E2	0+064.75 - 0+178.40	Microdiorita
M3	E3	0+178.40 - 0+197.85	Brecha de falla
M4	E4	0+197.85 - 0+200.40	Microdiorita

6.1.4.1. Propiedades físicas.

- **Peso específico aparente:** Las rocas que se analizaron presentan valores entre un rango de 2.47 g/cm³ siendo en más bajo y 2.75 g/cm³ siendo el más alto.

Los valores obtenidos se detallan en la Tabla 20.

Tabla 20. Resultados del peso específico aparente.

Nº de muestra	Estación	Peso seco (g)	Peso saturado (g)	Peso sumergido (g)	Peso específico aparente (g/cm ³)
M1	E1	191.12	191.53	122.06	2.75

Nº de muestra	Estación	Peso seco (g)	Peso saturado (g)	Peso sumergido (g)	Peso específico aparente (g/cm ³)
M2	E2	207.88	208.47	130.24	2.65
M3	E3	146.81	147.45	88.21	2.47
M4	E4	234.9	235.31	147.49	2.67

La Figura 25 muestra la distribución gráfica del peso específico aparente, misma que indica que la Muestra 1(M1) correspondiente al porfídico diorítico tiene el valor más alto con 2.75 g/cm³ y el valor más bajo correspondiente a la Muestra 3 (M3) siendo la brecha de falla con 2.47 g/cm³.

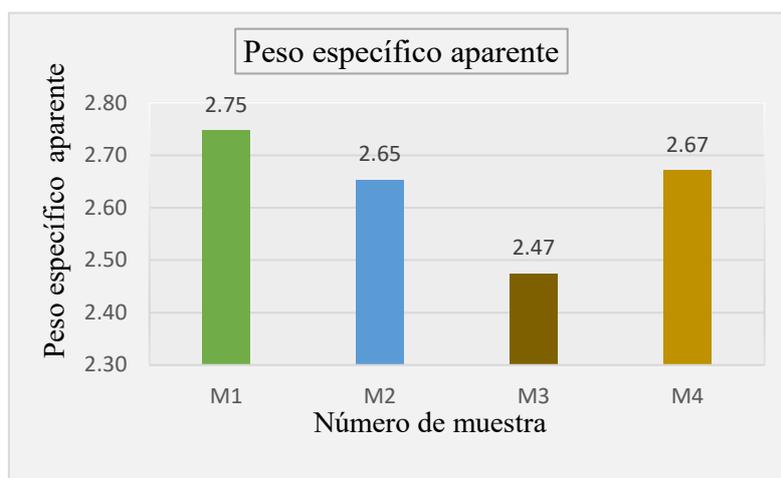


Figura 25. Distribución gráfica del peso específico aparente.

- **Peso específico real:** La densidad de las muestras analizadas oscila entre 2.60 g/cm³ y 2.83 g/cm³

La Tabla 21, detalla los resultados del peso específico real.

Tabla 21. Resultados del peso específico real.

Nº de muestra	Estación	Peso de la muestra pulverizada (g)	Peso del picnómetro + agua (g)	Peso del picnómetro + agua + muestra (g)	Peso específico real (g/cm ³)
M1	E1	30	147.60	167.00	2.83
M2	E2	30	147.60	166.36	2.67
M3	E3	30	147.60	166.07	2.60
M4	E4	30	147.60	166.43	2.68

La Figura 26 representa los rangos de los valores correspondientes al peso específico real, evidenciando a la Muestra 3 (M3) correspondiente a la brecha de falla como la densidad más baja con 2.60 g/cm³ y a la Muestra 1 (M1) correspondiente al porfídico diorítico como la densidad más alta con 2.83 g/cm³

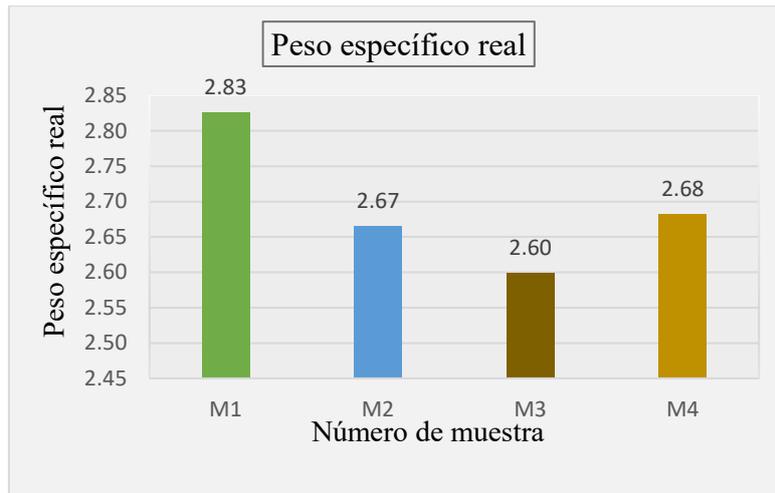


Figura 26. Distribución gráfica del peso específico real.

- **Porosidad:** La porosidad obtenida a partir del peso específico aparente y peso específico real presenta valores entre 0.41% - 4.75%.

Los valores detallados se encuentran en la Tabla 22.

Tabla 22. Resultados de la porosidad.

Nº de muestra	Sección	Peso específico aparente (g/cm³)	Peso específico real (g/cm³)	Porosidad
M1	E1	2.75	2.83	2.80
M2	E2	2.65	2.67	0.44
M3	E3	2.47	2.60	4.75
M4	E4	2.67	2.68	0.41

La Figura 27 representa la distribución de la porosidad, se evidencia que la Muestra 3 (M3) correspondiente a la brecha de falla tiene 4.75% siendo el valor más alto y la Muestra 2 (M2) y Muestra 4 (M4) correspondiente a la microdiorita representan los valores más bajos con 0.44 y 0.41 respectivamente.

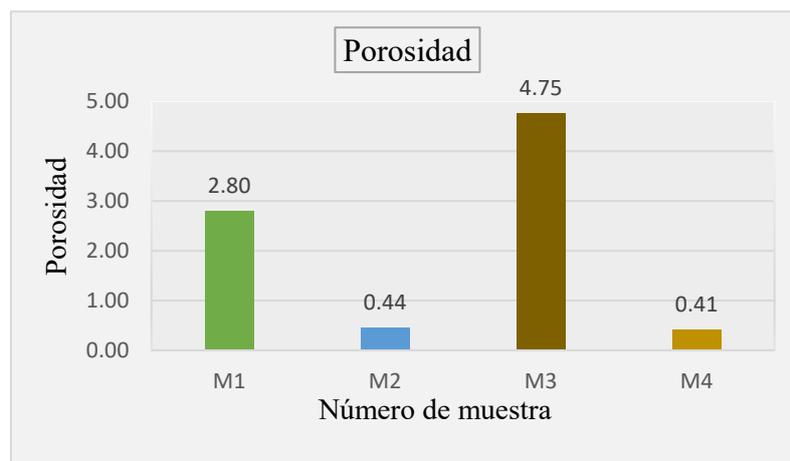


Figura 27. Distribución gráfica de la porosidad.

6.1.4.2. Propiedades mecánicas.

- **Resistencia a la compresión simple:** La resistencia a la compresión simple obtenida a partir del ensayo de compresión, así mismo la resistencia calculada se detalla en la Tabla 23; se observa que las resistencias oscilan entre 12.51 Mpa siendo la más baja correspondiente a la brecha de falla y 142.51 Mpa siendo la más alta correspondiendo al porfídico diorítico.

Tabla 23. Resultados de la resistencia a la compresión simple.

N° de muestra	Sección	Peso del cubo (g)	Medidas (m)			Esfuerzo (N)	Área del cubo (m ²)	RCS (Mpa)	RCS Calculada (Mpa)
			a	b	c				
M1	S1	340	0.50	0.50	0.50	0.358	0.0025	139.74	142.51
M2	S2	323	0.50	0.50	0.50	0.089	0.0025	35.40	35.40
M3	S3	279	0.51	0.50	0.50	0.032	0.0025	12.52	12.51
M4	S4	313	0.49	0.50	0.50	0.163	0.0025	65.88	65.87

La Figura 28 muestra la distribución de los datos de la compresión simple a lo largo de la galería, tanto la obtenida del ensayo como la calculada, se evidencia que no existe una variabilidad significativa entre los resultados de la resistencia calculada respecto a la resistencia que nos brinda la prensa. Así mismo se presenta una variación entre los resultados de la M2 y M4 correspondiente a la microdiorita ubicadas en diferentes sectores de la galería.

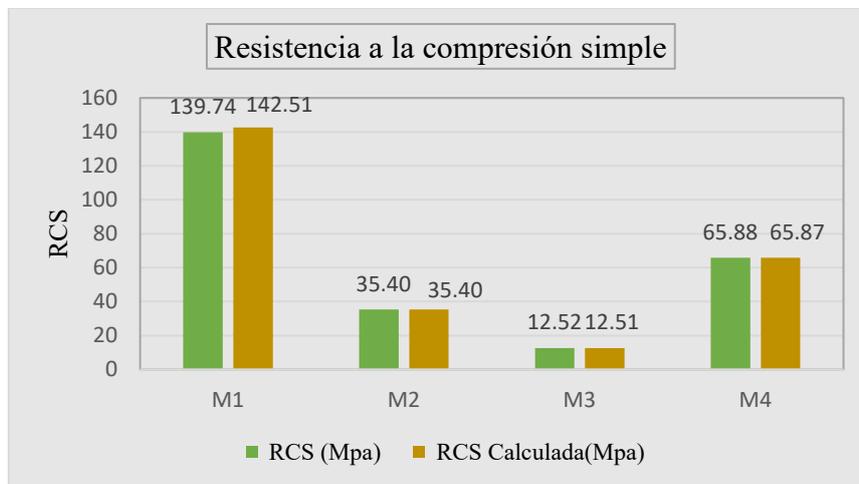


Figura 28. Distribución de la resistencia a la compresión simple.

La Figura 29 muestra cómo se produjo la rotura a partir del ensayo.

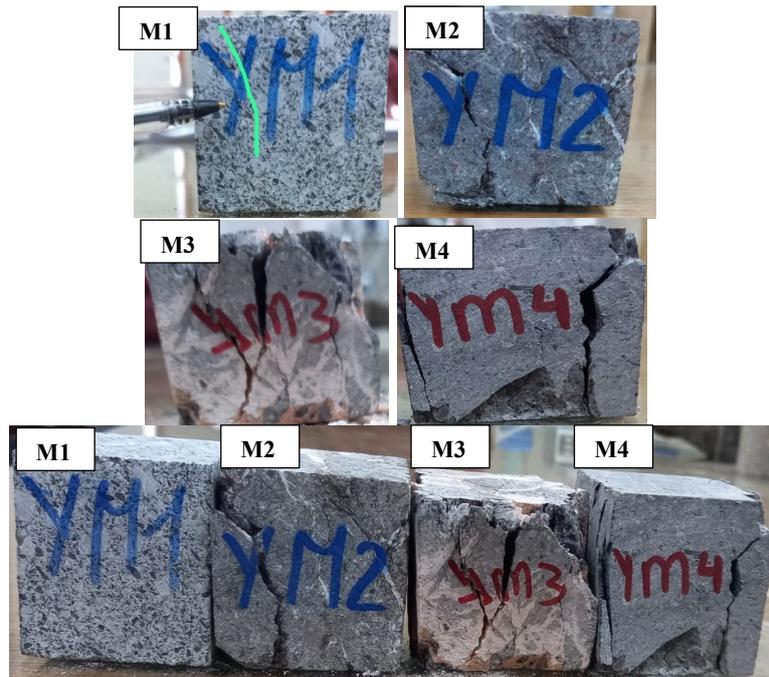


Figura 29. Rotura de la roca a partir del ensayo de compresión.

M1: Porfídico diorítico. **M2:** Microdiorita. **M3:** Brecha de falla. **M4:** Microdiorita

6.2. Resultados del segundo objetivo: Evaluación de la calidad del macizo rocoso de la galería principal de exploración.

6.2.1. RQD

El RQD se obtiene a partir del conteo volumétrico de las discontinuidades de cada tramo estudiado, el cual es un parámetro previo para determinar la condición geomecánica a través del RMR. En la Tabla 24 se muestran los resultados obtenidos en el RQD.

Tabla 24. Valoración del RQD.

Estación	Abscisa	Valoración	Calidad de roca	Clase
E1	0+000.00 - 0+027.05	<25	Muy pobre	CLASE V
E2	0+027.05 - 0+035.46	100	Excelente	CLASE I
E3	0+035.46 - 0+037.00	71.5	Regular	CLASE III
E4	0+037.00 - 0+066.75	100	Excelente	CLASE I
E5	0+066.75 - 0+073.75	95.2	Excelente	CLASE I
E6	0+073.75 - 0+103.25	100	Excelente	CLASE I
E7	0+103.25 - 0+106.27	98.5	Excelente	CLASE I
E8	0+106.27 - 0+115.57	100	Excelente	CLASE I
E9	0+115.57 - 0+124.19	100	Excelente	CLASE I
E10	0+124.19 - 0+178.40	100	Excelente	CLASE I
E11	0+178.40 - 0+197.85	100	Excelente	CLASE I
E12	0+197.85 - 0+200.40	100	Excelente	CLASE I

En base a los resultados del RQD se puede deducir que el macizo de la labor en su mayoría lo comprende una macizó de Clase I, a excepción la estación 3 y 1 que trata de un macizo de clase III y clase V respectivamente.

6.2.2. RMR

Con base a las valoraciones del RQD, la resistencia a la compresión simple, condiciones hidrogeológicas, separación y estado de las discontinuidades, y el ajuste en función a la dirección del túnel, se categorizó el macizo de la galería como un macizo de calidad Mala en la Estación 1 correspondiente a la Clase V y calidad Buena a partir de la Estación 2 correspondiente a la Clase II.

La Tabla 25 detalla los resultados de la valoración del RMR.

Tabla 25. Valoración del RMR.

Estación	Abscisa	Valoración	Calidad de roca	Clase
E1	0+000.00 - 0+027.05	9.00	Muy mala	CLASE V
E2	0+027.05 - 0+035.46	81.00	Buena	CLASE II
E3	0+035.46 - 0+037.00	64.80	Buena	CLASE II
E4	0+037.00 - 0+066.75	81.00	Buena	CLASE II
E5	0+066.75 - 0+073.75	66.00	Buena	CLASE II
E6	0+073.75 - 0+103.25	72.33	Buena	CLASE II
E7	0+103.25 - 0+106.27	69.00	Buena	CLASE II
E8	0+106.27 - 0+115.57	63.00	Buena	CLASE II
E9	0+115.57 - 0+124.19	65.00	Buena	CLASE II
E10	0+124.19 - 0+170.40	73.00	Buena	CLASE II
E11	0+178.40 - 0+197.85	71.00	Buena	CLASE II
E12	0+197.85 - 0+200.40	76.00	Buena	CLASE II

La Figura 30 muestra la distribución la valoración del RMR lo largo de la galería, categorizándose de Clase II con calidad buena, a excepción de E1 correspondiente al porfídico diorítico completamente meteorizado.

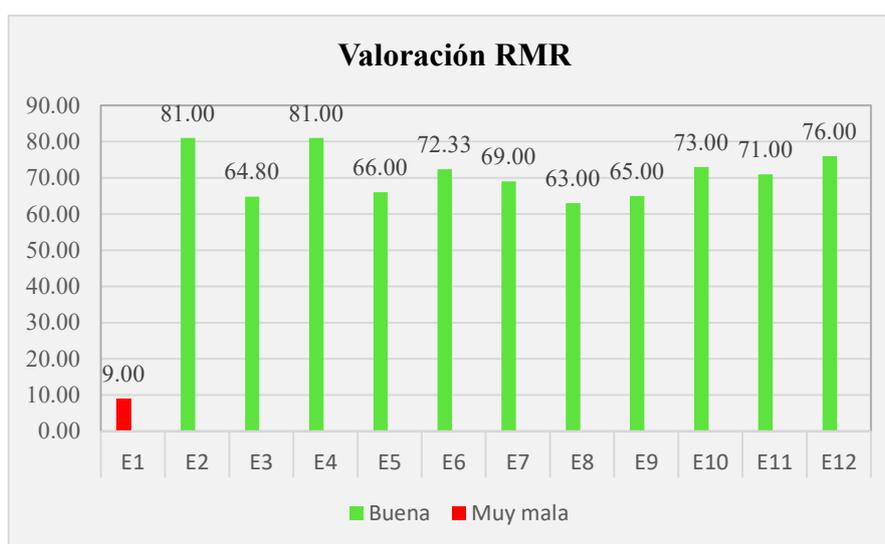


Figura 30. Distribución de la Valoración del RMR.

A través de la observación directa de los hastiales y techo se logró definir 12 estaciones geotécnicas descritas a continuación:

6.2.2.1. Estación 1

El macizo rocoso corresponde a un porfídico diorítico completamente meteorizado, presentándose como arcilla, por ende, se lo categorizo como Cale V mala.

6.2.2.2. Estación 2 y 4

El macizo rocoso trata de un porfídico diorítico que no presenta discontinuidades, sin embargo, para la clasificación de este se consideró la resistencia de la roca que es alta, el estado de alteración evidenciando una roca sana y que no existe la presencia de agua, caracterizándose como clase II Buena.

6.2.2.3. Estación 3

El macizo rocoso trata de un porfídico diorítico que presenta 2 familias de discontinuidades sin relleno con aberturas de 1mm, cuya persistencia oscila entre 0.5 y 1.10 m, así mismo a través del ensayo de compresión se determinó que la resistencia de la roca es alta y no presenta alteración, caracterizándose como clase II Buena.

Tabla 26. Valoración del macizo rocoso Estación 3.

Roca:	Porfídico Diorítico				
Abscisa:	0+035.46 - 0+037.00				
Sector	Estación 3				
Eje Túnel	113				
Resistencia a la compresión V1		RQD V2		Agua freática V5	
<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>
142.51	12	71.5	13	Ligeramente húmedo	10
Discontinuidades					
	J1	J2	J3	J4	J5
Dirección de Buzamiento	73	74	90	90	90
Buzamiento	75NE	60NE	15NE	16NE	15NE
Azimut	163	164	180	180	180
Separación(mm) V3					
Valor	500	700	230	370	370
Puntuación	10	15	10	10	10
VALORACIÓN	11				
Estado de las discontinuidades V4					
	<i>Longitud(m)</i>				
Valor	0.5	0.7	1	1.1	1
Puntuación	6	6	4	4	4
VALORACIÓN	4.8				
	<i>Abertura (mm)</i>				
Valor	2	3	4	5	3
Puntuación	1	1	1	1	1
VALORACIÓN	1				
	<i>Rugosidad</i>				

Valor	Muy rugosa	Muy rugosa	Muy rugosa	Muy rugosa	Muy rugosa
Puntuación	6	6	6	6	6
VALORACIÓN			6		
<i>Relleno</i>					
Valor	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno
Puntuación	6	6	6	6	6
VALORACIÓN			6		
<i>Alteración</i>					
Valor	Inalterada	Inalterada	Inalterada	Inalterada	Inalterada
Puntuación	6	6	6	6	6
VALORACIÓN			6		
RMR	69.8	Clase	II		
Ajuste	5	Calidad	Buena		
RMR ajustado	64.8				

6.2.2.4. Estación 5

El macizo rocoso trata de microdiorita con una resistencia media que presenta 2 familias de discontinuidades sin relleno con aberturas de 1mm, cuya persistencia es menor a 1m, y no presenta alteración, caracterizándose como clase II Buena.

Tabla 27. Valoración del macizo rocoso Estación 5.

Roca:	Microdiorita				
Abscisa:	0+064.75 - 0+073.75				
Sector	Estación 5				
Eje Túnel	113				
Resistencia a la compresión V1		RQD V2		Agua freática V5	
<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>
35.4	4	95.2	20	Ligeramente húmedo	10
Discontinuidades					
	J1	J2	J3	J4	J5
Dirección de Buzamiento	339	340	340	350	350
Buzamiento	64NO	65NO	64NO	20NO	20NO
Azimut	249	250	250	80	80
Separación(mm) V3					
Valor	250	250	200	200	200
Puntuación	10	10	10	10	10
VALORACIÓN			10		
Estado de las discontinuidades V4					
<i>Longitud(m)</i>					
Valor	0.5	0.5	0.47	0.4	0.37
Puntuación	6	6	6	6	6
VALORACIÓN			6		
<i>Abertura (mm)</i>					
Valor	1	1	5	1	0.5
Puntuación	3	3	1	3	5
VALORACIÓN			3		

<i>Rugosidad</i>					
Valor	Muy rugosa				
Puntuación	6	6	6	6	6
VALORACIÓN					6
<i>Relleno</i>					
Valor	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno
Puntuación	6	6	6	6	6
VALORACIÓN					6
<i>Alteración</i>					
Valor	Inalterada	Inalterada	Inalterada	Inalterada	Inalterada
Puntuación	6	6	6	6	6
VALORACIÓN					6
RMR	71	Clase	II		
Ajuste	5	Calidad	Buena		
RMR ajustado	66				

6.2.2.5. Estación 6.

El macizo rocoso presenta 2 familias de discontinuidades sin relleno con aberturas de 2 a 5 mm, cuya persistencia es de 1 a 1.5 m, y no presenta alteración, caracterizándose como clase II Buena.

Tabla 28. Valoración del macizo rocoso Estación 6.

Roca:	Microdiorita				
Abscisa:	0+73.75-0+103.25				
Sector	Estación 6				
Eje Túnel	113				
V1(resistencia a la compresión)		V2(RQD)		V5(Agua freática)	
<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>
35.4	4	90.56	20	Ligeramente húmedo	10
Discontinuidades					
	J1	J2	J3		
Dirección de Buzamiento	85	86	55		
Buzamiento	57 NE	58 NE	90		
Azimut	175	176	145		
Separación(mm) V3					
Valor	270	270	3000		
Puntuación	10	10	20		
VALORACIÓN			13.33		
Estado de las discontinuidades V4					
<i>Longitud(m)</i>					
Valor	1.5	1.5	1		
Puntuación	4	4	4		
VALORACIÓN			4		
<i>Abertura (mm)</i>					
Valor	2	6	2.5		

Puntuación	3	3	3
VALORACIÓN		3	
Rugosidad			
Valor	Muy rugosa	Muy rugosa	Muy rugosa
Puntuación	6	6	6
VALORACIÓN		6	
Relleno			
Valor	Ninguno	Ninguno	Ninguno
Puntuación	6	6	6
VALORACIÓN		6	
Alteración			
Valor	Inalterada	Inalterada	Inalterada
Puntuación	6	6	6
VALORACIÓN		6	
RMR	72.33	Clase	II
Ajuste	0	Calidad	Buena
RMR ajustado	72.33		

6.2.2.6. Estación 7.

El macizo rocoso presenta una discontinuidad sin alteración, afectado por la resistencia de la roca y caracterizándose como clase II Buena.

Tabla 29. Valoración del macizo rocoso Estación 7

Roca:	Microdiorita				
Abscisa:	0+103.25 - 0+106.27				
Sector	Estación 7				
Eje Túnel	113				
V1(resistencia a la compresión)		V2(RQD)		V5(Agua freática)	
<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>
35.4	4	100	20	Ligeramente húmedo	10
Discontinuidades					
<i>J1</i>					
Dirección de Buzamiento	63				
Buzamiento	74 NE				
Azimut	153				
Separación(mm) V3					
Valor	3000				
Puntuación	20				
VALORACIÓN	20				
Estado de las discontinuidades V4					
<i>Longitud(m)</i>					
Valor	1				
Puntuación	4				
VALORACIÓN	4				
<i>Abertura (mm)</i>					

Valor			0.1
Puntuación			5
VALORACIÓN			5
		<i>Rugosidad</i>	
Valor			Muy rugosa
Puntuación			6
VALORACIÓN			6
		<i>Relleno</i>	
Valor			Ninguno
Puntuación			6
VALORACIÓN			6
		<i>Alteración</i>	
Valor			Inalterada
Puntuación			6
VALORACIÓN			6
RMR	81	Clase	II
Ajuste	12	Calidad	Buena
RMR ajustado	69		

6.2.2.7. Estación 8.

El macizo rocoso no presenta alteración, se evidencian discontinuidades sin relleno con aberturas de 1 mm, cuya persistencia es menor a 1 m, siendo afectado por la resistencia de la matriz (35.4 Mpa), caracterizándose como clase II Buena.

Tabla 30. Valoración del macizo rocoso Estación 8.

Roca:	Microdiorita					
Abscisa:	0+106.27-0+115.57					
Sector	Estación 8					
Eje Túnel	113					
	V1(resistencia a la compresión)		V2(RQD)		V5(Agua freática)	
	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>
	35.4	4	100	20	Ligeramente húmedo	10
	Discontinuidades					
	J1			J2		
Dirección de Buzamiento	20			60		
Buzamiento	50 NE			43 NE		
Azimut	110			150		
	Separación(mm) V3					
Valor	1300			1300		
Puntuación	15			15		
VALORACIÓN	15					
	Estado de las discontinuidades V4					
	<i>Longitud(m)</i>					
Valor	0.7			0.85		
Puntuación	6			6		
VALORACIÓN	6					

	<i>Abertura (mm)</i>		
Valor	1		1
Puntuación	3		3
VALORACIÓN		3	
	<i>Rugosidad</i>		
Valor	Rugosa		Rugosa
Puntuación	5		5
VALORACIÓN		5	
	<i>Relleno</i>		
Valor	Ninguno		Ninguno
Puntuación	6		6
VALORACIÓN		6	
	<i>Alteración</i>		
Valor	Inalterada		Inalterada
Puntuación	6		6
VALORACIÓN		6	
RMR	75	Clase	II
Ajuste	12	Calidad	Buena
RMR ajustado	63		

6.2.2.8. Estación 9.

El macizo rocoso presenta una discontinuidad con persistencia es menor a 1 m, con aberturas de 1 mm sin relleno, la superficie en el plano se caracteriza por ser muy rugosa, caracterizándose como clase II Buena y RMR 65.

Tabla 31. Valoración del macizo rocoso Estación 9.

Roca:	Microdiorita				
Abscisa:	0+115.57-0+124.19				
Sector:	Estación 9				
Eje Túnel	109				
V1(resistencia a la compresión)		V2(RQD)		V5(Agua freática)	
<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>	<i>Valor</i>	<i>Puntuación</i>
35.4	4	100	20	Ligeramente húmedo	10
Discontinuidades					
			<i>J1</i>		
Dirección de Buzamiento			320		
Buzamiento			50 NO		
Azimut			50		
Separación(mm) V3					
Valor			8000		
Puntuación			20		
VALORACIÓN			20		
Estado de las discontinuidades V4					
<i>Longitud(m)</i>					
Valor			1		
Puntuación			4		
VALORACIÓN			4		

				<i>Abertura (mm)</i>	
Valor					1
Puntuación					3
VALORACIÓN					3
				<i>Rugosidad</i>	
Valor					Muy rugosa
Puntuación					6
VALORACIÓN					6
				<i>Relleno</i>	
Valor					Duro
Puntuación					4
VALORACIÓN					4
				<i>Alteración</i>	
Valor					Inalterada
Puntuación					6
VALORACIÓN					6
RMR	77	Clase			II
Ajuste	12	Calidad			Buena
RMR ajustado	65				

6.2.2.9. Estación 11.

El macizo rocoso trata de Microdiorita sana que no presenta discontinuidades, sin embargo, para la valorización se consideró la resistencia de la roca que es de 35.4 Mpa, y la ausencia de agua, caracterizándose como clase II Buena y RMR 73.

6.2.2.10. Estación 11

El macizo rocoso trata de una brecha de falla que no presenta discontinuidades, sin embargo, se ve afectado por la resistencia de la roca de 12.51 Mpa y caracterizándose como clase II Buena y RMR 71.

6.2.2.11. Estación 12

El macizo rocoso trata de una Microdiorita que no presenta discontinuidades, cuya resistencia a la compresión es de 65.87 Mpa, no presenta alteración en la matriz rocosa y no se evidenció presencia de agua, caracterizándose como clase II Buena y RMR 76.

6.2.3. *Q de Barton*

A partir de la correlación entre el Índice de calidad Q de Bartón y el RMR de Bieniawski, se obtuvo las valoraciones del índice Q, presentando calidad extremadamente mala en la Estación 1 y una calidad buena y muy buena a partir de la Estación 2 hasta el final de la galería

Los resultados se presentan en la Tabla 32.

Tabla 32. Valoración del Índice de calidad Q.

Estación	Abscisa	Valoración	Calidad de roca
E1	0+000.00 - 0+027.05	0.020	Extremadamente Mala

Estación	Abscisa	Valoración	Calidad de roca
E2	0+027.05 - 0+035.46	61.01	Muy Buena
E3	0+035.46 - 0+037.00	10.09	Buena
E4	0+037.00 - 0+066.75	61.01	Muy Buena
E5	0+066.75 - 0+073.75	11.52	Buena
E6	0+073.75 - 0+103.25	23.28	Buen
E7	0+103.25 - 0+106.27	16.08	Buena
E8	0+106.27 - 0+115.57	10.16	Buena
E9	0+115.57 - 0+124.19	10.31	Buena
E10	0+124.19 - 0+170.40	25.08	Buena
E11	0+178.40 - 0+197.85	20.09	Buena
E12	0+197.85 - 0+200.40	35.01	Buena

La Figura 31 muestra la distribución la valoración del Índice Q a lo largo de la galería.

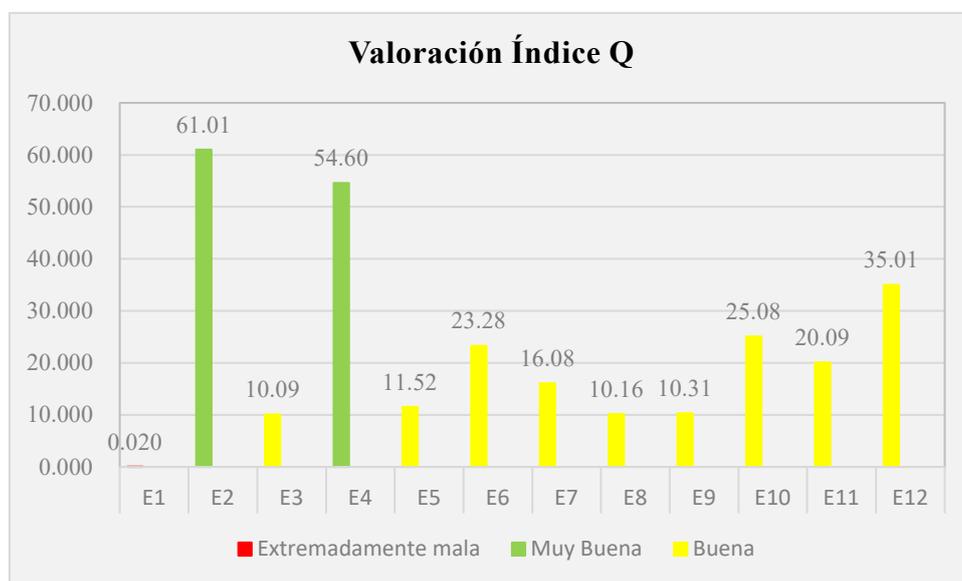


Figura 31. Distribución de la Valoración del RMR.

A partir de las valoraciones obtenidas del RMR de Bieniawki y el Índice de calidad Q, se obtuvo un mapa de la clasificación geomecánica de la labor en escala 1:550, detallado en el Anexo 4.

6.2.4. Análisis cinemático.

Con base al análisis de las discontinuidades de las diferentes estaciones, se estableció como zona de riesgo la Estación 6, por lo que se realizó un análisis cinemático identificando la formación de una cuña en el techo de la galería. La Tabla 33 presente los datos de las discontinuidades de los que se obtuvo el análisis cinemático.

Tabla 33. Valores de la discontinuidad Estación 6.

Nº	Azimut	Buzamiento	Dirección de Buzamiento
J1	175	58NE	85
J2	176	55NE	86
J3	145	90	55

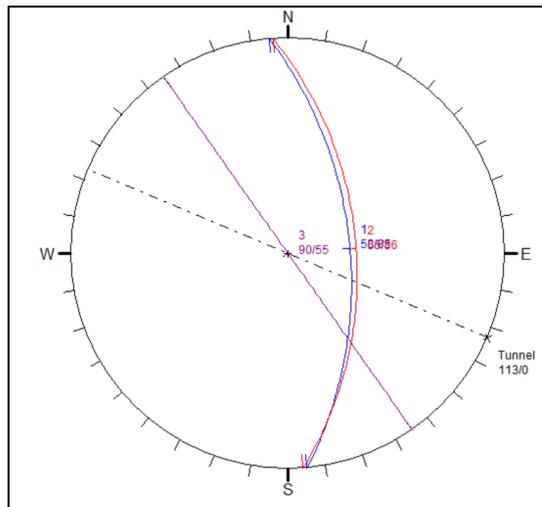


Figura 32. Estereograma Análisis cinemático Estación 6

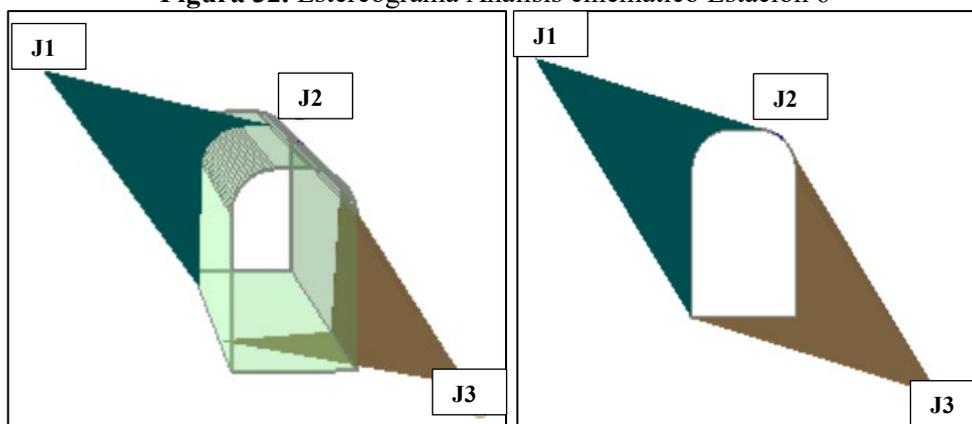


Figura 33. Vista 3D Análisis cinemático Estación 6

Con base al análisis cinemático de la estación 6 se establece que se requiere sostenimiento puntal el en techo con pernos de anclaje de 1.60 m de longitud con 0.50 m de espaciado.

6.3. Resultados del tercer objetivo: Dimensionamiento de la galería principal de acceso adecuándola a la galería principal de exploración actual.

6.3.1. Descripción de las actividades actuales

El Área Minera Nueva Esperanza corresponde a un proyecto que actualmente se encuentra trabajando bajo el régimen de minería artesanal, cuyo mineral principal de extracción es el Oro, las coordenadas de ubicación del área minera son las siguientes: UTM/PSAD 56/ 17S: 727900; 9487800; 1686 m.s.n.m.

El campamento minero se encuentra ubicado en las coordenadas UTM/PSAD 56/ 17S: 727971; 9487780; 1702 m.s.n.m.; dentro de su infraestructura el campamento cuenta con una zona de stock, área de compresores, polvorín, comedor y baños. (Ver Anexo 5).

6.3.1.1. Ciclo de minado. Los trabajos de excavación subterránea se los realiza en un turno de 6 horas 30 minutos (Ver Tabla 34), con un avance de 1,10 m obteniendo una producción por turno de 5.64 ton/turno.

La secuencia de trabajo es la siguiente:

- **Perforación.**

Se realiza perforación horizontal con barrenos de 1.20 m de longitud, con un diámetro de 32mm, utilizando una máquina perforadora YT-27; la malla de perforación consta de 29 barrenos. Para esta actividad se necesita un perforador y un ayudante o amollador.

- **Cargado de sustancia explosiva.**

Una vez realizada la perforación del frente, se deja 2 barrenos de alivio o de desfogue y se cargan 27 barrenos con sustancia explosiva, para lo cual se utiliza: nitrato, dinamita, mecha lenta y fulminante. Para mayor detalle ver el Anexo 6.

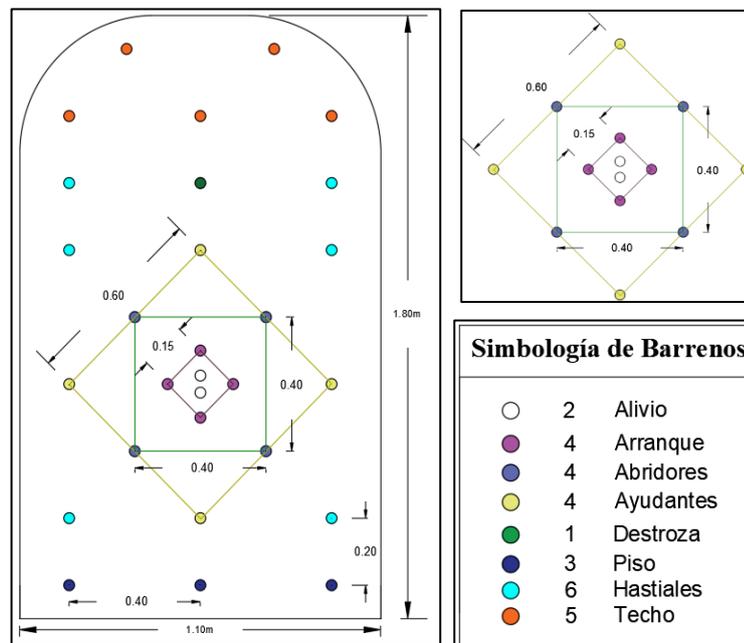


Figura 34. Pasaporte de perforación y voladura actual.

Carga de sustancia explosiva para el arranque: Consta de 1 nitrato (0.35kg), 1 dinamita (0.13 kg) y 2 nitratos (0.70kg).



Figura 35. Sustancia explosiva para el arranque.

Carga de sustancia explosiva para los barrenos: Consta de 1 nitrato (0.35kg), ½ dinamita y 2 nitratos (0.70kg).



Figura 36. Sustancia explosiva para los barrenos.

Total, de sustancia explosiva:

- **Nitrato:** 81 tacos de nitrato de amonio (3 por barreno) equivalente a 25kg.
- **Dinamita:** 16 tacos de dinamita.
- **Mecha lenta:** 35.10 m (1.30 m por barreno).
- **Fulminantes:** 27 fulminantes.

○ ***Voladura.***

Luego de cargado toda la malla se procede a realizar el encendido manual de las 27 cargas explosivas.

○ ***Ventilación.***

El tiempo de ventilación de los gases de la voladura es de 1 hora y se la realiza de manera natural.

○ ***Saneamiento.***

Se emplea el uso de un combo y una barretilla de 1,2 m de longitud, a fin de limpiar el frente y evitar la caída de las rocas que quedan sueltas a partir de la voladura.

○ ***Carguío del mineral***

Se emplean 2 vagonetas con capacidad de 0,50m³, el tiempo de carga es de 15 minutos por vagoneta, se realiza de manera manual con el uso de herramientas manuales y mediante la ayuda de 2 obreros; se carga un total de 7 vagonetas.



Figura 37. Vagones mineros.

○ ***Acarreo del mineral***

La vagoneta es empujada por 1 obrero desde el interior de la mina hacia el exterior en una longitud de 200.40m, para luego ser llevado hacia la zona de stock, realizando un total de 4 viajes.

Tabla 34. Ciclo de minado

Horario	Actividad	Duración
	1. Perforación y voladura	2 horas 25 min
7:00-9:30	Perforación	2 horas
	Carga de sustancia explosiva	1 hora
9:30-10:30	2. Ventilación	1 hora
10:30-10:40	3.Saneamiento	20 min
10:40-13:45	4. Carga y acarreo	1 hora 45 minutos

6.3.1.2. Servicios○ **Fortificación.**

Actualmente la labor tiene fortificación de madera en la boca mina de 3.80 m longitud y en la ubicación de marcos de madera en las zonas más afectadas o propensas a colapsarse.

○ **Iluminación.**

La labor no cuenta con fuente de iluminación fija, la iluminación es a través de las linternas de casco personales.

○ **Drenaje.**

El drenaje es realizado de forma natural, el caudal obtenido mediante el método volumétrico es equivalente a 0.69 lt/min (0.0115 L/seg). El cálculo correspondiente se detalla a continuación:

T1: 1.40 min.

T2: 1.44 min.

T3: 1.51 min.

Tiempo Promedio: 1.45min.

$$Q = \frac{1L}{1.45min} = 0.69L/min = 0.0115L/seg$$

○ **Inyección de Agua**

El agua que ingresa a la labor es captada de una quebrada sin nombre, a través de una manguera de 1/2" e inyectada por medio de la gravedad.

○ **Aire Comprimido.**

El aire para la perforación es inyectado a través de una manguera reforzada de 2" y un compresor Modelo P185WJD con rendimiento de 5.2 m³/min(1865CFM).

○ **Combustible.**

Se consume un total de 4 galones de diésel por metro de avance.



Figura 38. Boca Mina

6.3.1.3. Costo actual por metro de avance.

El cálculo de los costos del proyecto se los consideró de acuerdo a la actividad que se realiza, en perforación y voladura se tiene un costo de \$ 264.29 en cuanto a ventilación no incurre ningún costo, la actividad de saneamiento carga y acarreo incurren un costo de \$24; es así que el costo total del proyecto por avance comprende un valor de \$ 288.29. En la Tabla 35 se detalla los costos de acuerdo a cada actividad, incluyendo insumos y mano de obra.

Tabla 35. Costo actual de avance.

Costos actuales del proyecto					
<i>Actividad</i>	<i>Descripción</i>	<i>Unidad</i>	<i>Cantidad</i>	<i>V. Unitario</i>	<i>V. Total</i>
Perforación y voladura	Mano de obra				
	Perforador	Unidad	1	15	15
	Ayudante	Unidad	1	15	15
	Insumos				
	Broca	Unidad	1	20	20
	Barreno	Unidad	1	117	117
	Diesel	Galón	4	1.75	7
	Agua	Litros	100	0	0
	Aire comprimido	Kwh	0	0	0
	Dinamita	Unidad	16	1.3	20.8
	Nitrato	Kg	25	0.9	22.5
	Fulminante	Unidad	27	0.38	10.26
	Mecha lenta	m	35.1	0.8	28.08
	Subtotal				
Ventilación	No incurre costo				
Carga y acarreo	Mano de obra				
	Obreros	Unidad	2	12	24
TOTAL					288.29 \$

Nota: Promotor Minero, (2023)

6.3.2. Estimación de Reservas.

Considerando que la estructura mineralizada probablemente tenga una continuidad uniforme, se determinó que el bloque posee 7 809.032 Ton, mismo que de acuerdo al máximo

de producción permitido en el régimen de minería actual correspondiente a minería artesanal tiene un tiempo de vida de 2 años 8 meses y 13 días.

a) Área del Bloque

Datos:

b: Longitud de la veta: considerando el límite de la concesión se obtuvo: 203.78 m.

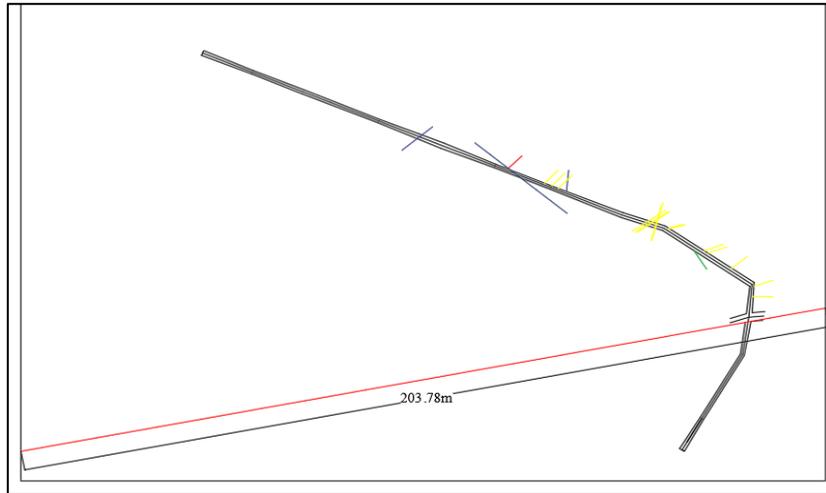


Figura 39. Longitud del bloque.

h: Profundidad: Obtenida desde la cota de la galería hasta la cota de la superficie: 39.12 m.

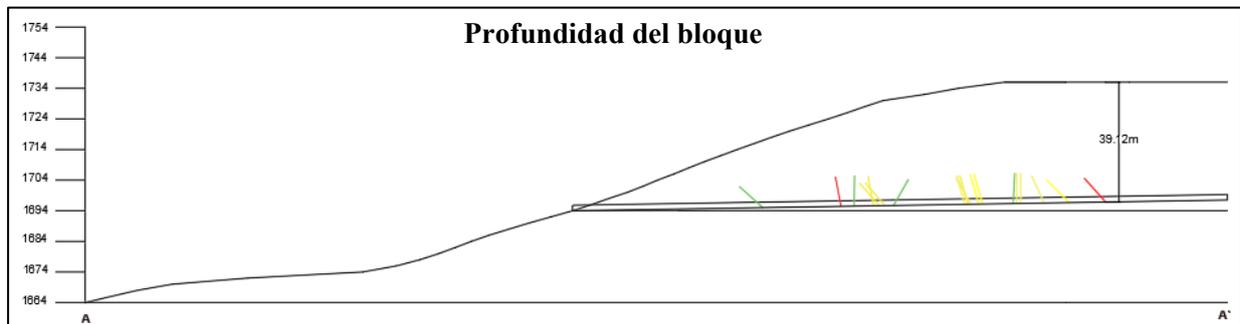


Figura 40. Profundidad del boque.

$$A' = B * H = 203.78 * 39.12m = 7\,971.87m^2$$

b) Área real del bloque

α : Buzamiento de la veta: 50°

$$A = \frac{A'}{\text{Sen } \alpha} = \frac{7\,971.87m^2}{\text{Sen } 50} = 10\,406.54m^2$$

c) Volumen del Bloque

Pm: Potencia media de la veta: 0.40 metros

$$V = A * Pm = 10\,406.54m^2 * 0.4m = 4\,162.61m^3$$

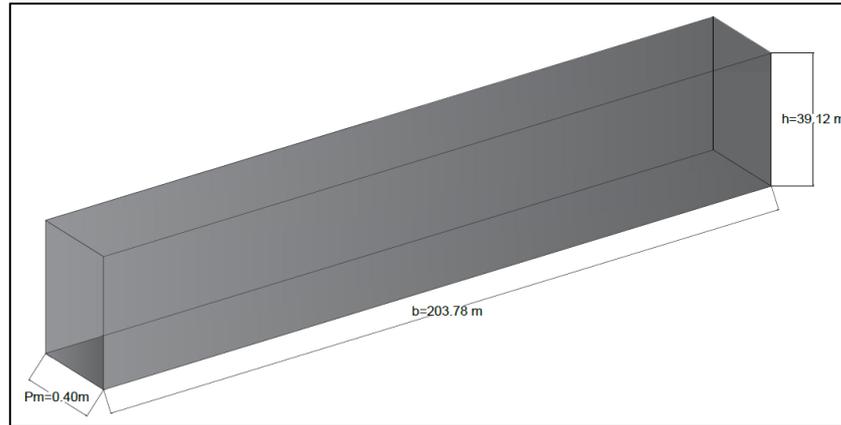


Figura 41. Dimensiones del bloque.

d) Tonelaje

ρ : Densidad de la veta. Obtenida a través del método del picnómetro: $2.72 \text{ ton}/\text{m}^3$

$$\rho = \frac{30g}{(147.27g + 30g) - 166.25g} \times 0.9986 \text{ g}/\text{cm}^3$$

$$\rho = 2.72 \text{ g}/\text{cm}^3 = 2.72 \text{ ton}/\text{m}^3$$

$$\text{Ton} = V * \rho$$

$$\text{Ton} = 4\,162.61 \text{ m}^3 * 2.72 \text{ ton}/\text{m}^3$$

$$\text{Ton} = 11\,155.64 \text{ Ton}$$

Nota: Tomando en consideración un coeficiente de seguridad de 0.7, se obtiene el siguiente tonelaje.

$$\text{Ton} = 11\,155.64 \text{ Ton} * 0.7 = 7\,809.032 \text{ Ton}$$

e) Tiempo de vida del bloque

Datos:

Pd: Producción diaria: según la Ley de Minería (2019), 10 ton/día

$$T_{VB} = \frac{7809.032 \text{ ton}}{10 \text{ ton}/\text{día}} = 780.9032 \text{ días} = 781 \text{ días}$$

Considerando 6 días laborales a la semana de lunes a sábado. Se obtiene 24 días al mes.

$$T_{VB}(\text{meses}) = \frac{781 \text{ días}}{24 \frac{\text{días}}{\text{mes}}} = 32 \text{ meses y } 13 \text{ días}$$

$$T_{VB}(\text{años}): 2 \text{ años } 8 \text{ meses y } 13 \text{ días.}$$

Reservas de Oro

Cm: Ley media del mineral, otorgada por el titular minero: 25g/ton (Detallado en el Anexo 7)

$$R_{Au} = \text{Ton} * Lm$$

$$R_{Au} = 7809.032 \text{ Ton} * 25 \text{ g}/\text{ton}$$

$$R_{Au} = 195\,225.8 \text{ gr de Au}$$

6.3.3. Diseño de la sección.

La ampliación de la galería se justifica por: Se parte indicando que se desea aumentar el tonelaje de producción para acogerse al cambio de régimen y la proyección del bloque no se

encuentra únicamente hacia superficie sino también hacia profundidad en cotas inferiores, lo cual conlleva un aumento en las reservas; y por ende es necesario la mecanización.

Acentuando que la galería no cumple con las dimensiones adecuadas para el alojamiento de la maquinaria, el diseño de la sección de la galería estará en función a la implementación a futuro de los siguientes equipos:

Tabla 36. Dimensiones de la maquinaria.

Equipo	Capacidad	Ancho(m)	Alto(m)
Vagón tipo U35	0.99 m ³	0.81	1.25
Locomotora WR9	16 Tn (de arrastre)	1.20	1.60
Pala cargadora EIMCO 12 B	0.17 m ³	0.74	2.11 (altura en descarga)

Nota: SERMINSA, (2021)

Para el cálculo del ancho de la galería se considera el ancho de la locomotora de 1.20m y para el cálculo de la altura el alto de la pala cargadora en descarga (altura máxima de trabajo) de 2.11m.

a) Ancho de la galería

m: Distancia entre pared y los medios de transporte: 0.20m.

K: número de vías: 1 vía

A: ancho mayor del medio de transporte a utilizar: 1.20 m.

p: espacio entre medios de transporte si es más de una línea: 0

n: espacio de seguridad para el paso del personal

$$n = 0.7 + (1.8 - h - h_R) \cot \alpha = 0.7 + (1.80 - 1.60 - 0.09) \cot 80^\circ = 0.72m$$

Donde:

α : Angulo de inclinación de los peones: 80°

h: Altura del tren desde la cabeza de los rieles: 1.60 m.

h_R: Altura de la capa de balasto hasta la cabeza de los rieles: 0.093 m

a₁: Ensanchamiento de la excavación por el lado del transporte a causa de la curvatura de los peones

$$a_1 = (h_o - h_c) \operatorname{tg} \alpha_1 = (1.79m - 1.40) \operatorname{tg} 15^\circ = 0.11m$$

Donde:

h_c: Altura de la parte recta del apoyo: 1.40m

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

$$h_o = h + h_B + h_R = 1.60 + 0.10m + 0.093m = 1.79m$$

Siendo:

h: altura del medio de transporte desde la cabeza de los rieles: 1.60 m.

h_B: Espesor de la capa de balasto: 0.10 m.

h_R : Altura desde la capa de balasto a la cabeza de los rieles: 0.093 m.

α_1 : ángulo de transición de la parte recta de los apoyos a la curva: 15°

a_2 : Ensanchamiento por el lado de paso de personal

$$a_2 = (h_p - h_c) \operatorname{tg} \alpha_1 = (1.90 - 1.40) \operatorname{tg} 15^\circ = 0.14 \text{ m}$$

h_p : Altura del paso libre del personal, m

$$h_p = 1.8 + h_B = 1.8 + 0.10 = 1.90$$

Ancho:

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

$$B_o = 0.20 \text{ m} + 1(1.20 \text{ m}) + 0 + 0.72 \text{ m} + 0.11 \text{ m} + 0.14 \text{ m}$$

$$B_o = 2.37 \text{ m}$$

Nota: Se ajusta el ancho a 2.40 m.

b) Altura de la galería

$$hl = \frac{B_o}{2} + 1.3 = \frac{2.37 \text{ m}}{2} + 1.3 = 2.48 \text{ m}$$

En vista de que la fortaleza de la roca es menor a 12 la altura de la semi bóveda será:

$$h_1 = \frac{1}{3} * 2.37 \text{ m} = 0.79 \text{ m}$$

$$H = h_1 + h = 0.79 \text{ m} + 2.11 \text{ m} = 2.90 \text{ m}$$

h : Altura para el paso del personal / altura máxima de equipo y maquinaria: 2.11 m

Sección útil:

$$S_1 = B_o * (hl + 0.26 * B_o) = 2.36 \text{ m} * (2.48 \text{ m} + 0.26 * 2.36 \text{ m}) = 7.30 \text{ m}^2$$

Sección útil alto:

$$S_1 = 2hl + 2.33 * B_o = 2(2.48) + 2.33 * 2.36 = 4.96 \text{ m}^2 + 5.49 \text{ m}^2 = 10.45 \text{ m}^2$$

c) Área de la galería.

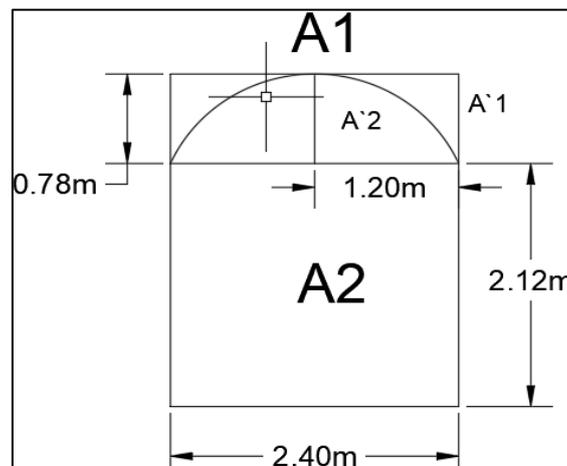


Figura 42. Área de la galería.

At: área total.

$$A_T = A1 + A2 = 1.25 \text{ m}^2 + 5.09 \text{ m}^2 = 6.34 \text{ m}^2$$

Donde:

A1: Área de la semi bóveda.

$$A'1 = B * H = 2.40m * 0.78m = 1.87m^2$$

$$A'2 = \frac{B * H}{3} = \frac{1.20 * 0.78}{3} = 0.31m^2$$

$$A1 = A'1 - (2 * A'2) = 1.87m^2 - (2 * 0.31m^2) = 1.25m^2$$

A2: Área del cuadrado.

$$B * H = 2.40 * 2.12 = 5.09m^2$$

Siendo: B: base: 2.40 m.

H: altura: 2.12 m.

El diseño la ampliación consiste en una sección de 2.40 m de ancho por 2.90 m de alto, las consideraciones para el diseño se de muestran en la Figura 43 y Figura 44.

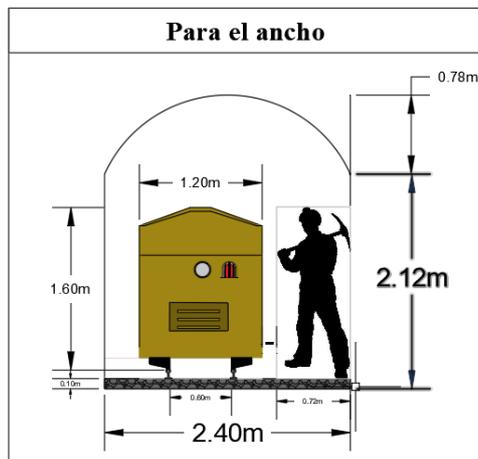


Figura 43. Diseño para el ancho de la sección.

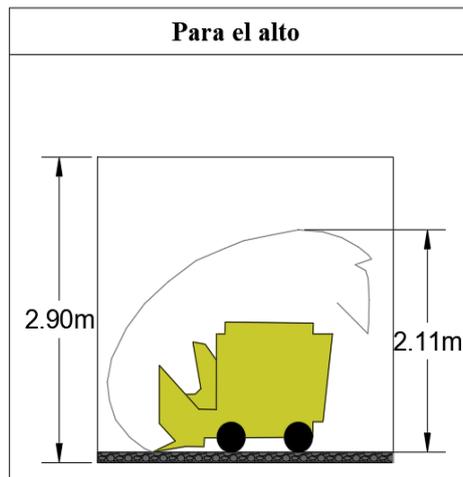


Figura 44. Diseño para el alto de la sección.

d) *Zonas de ampliación*

A partir de las características de la galería de exploración obtenidas en el levantamiento topográfico interior mina y en consideración de la nueva sección, se determinó las zonas de ampliación para cumplir con las dimensiones de la sección diseñada, detalladas en la Tabla 37.

Tabla 37. Zonas de ampliación

Tramo	Abscisa	Longitud	Sección Actual	Sección diseñada	Sección ampliación
1	0+000.00-0+027.05	27.05 m	1.80 m ²	6.34m ²	4.54m ²
2	0+027.05-0+113.17	86.12 m	1.80 m ²	6.34m ²	4.54m ²
3	0+113.17-0+124.19	11,02 m	2.66 m ²	6.34m ²	3.68 m ²
4	0+124.19-0+151.04	26.85 m	2.81 m ²	6.34m ²	3.53 m ²
5	0+151.04-0+158.84	7.80 m	2.51 m ²	6.34m ²	3.83 m ²
6	0+158.84-0+161.24	2.40 m	0.77 m ²	6.34m ²	2.02 m ²
7	0+161.24-0+170.40	9.16 m	1.73 m ²	6.34m ²	4.61m ²
8	0+170.40-0+200.40	30.00 m	2.61 m ²	6.34m ²	3.73 m ²

Tramo 1: En la abscisa 0+000.00-0+027.05 es necesario ampliar 27.05 m; la sección actual es de 1.80 m de alto y 1.10 m ancho, en este caso la sección será ampliada por arranque mecanizado.

Cálculo de la sección a ampliar.

$$A_{amp} = A_T - A_{SA} = 6.34m^2 - 1.80m^2 = 4.54m^2$$

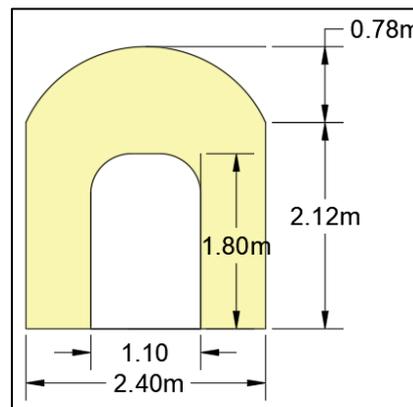


Figura 45. Área de la ampliación Tramo 1.

Cálculo de la sección actual.

$$A_{SA} = A1 + A2 = 1.54m^2 + 0.186m^2 = 1.80m^2$$

$$A1 = B * H = 1.10m * 1.40m = 1.54m^2$$

$$A2 = Cuadrado + 2Circulo = 0.12m^2 + 2(0.066m^2) = 0.252m^2$$

$$Cuadrado Bóveda = 0.40m * 0.30m = 0.12m^2$$

$$Círculo Bóveda = \frac{\frac{\pi r^2}{2}}{4} = \frac{\pi 0.41^2}{8} = 0.066m^2$$

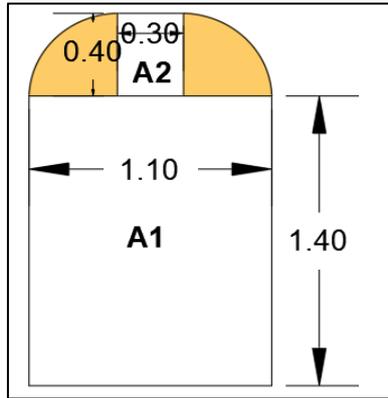


Figura 46. Área Galería Actual Tramo 1.

Tramo 2: En la abscisa 0+027.05-0+113.17 es necesario ampliar 86.12m; la sección actual es la misma que la del tramo 1 de 1.80 m de alto y 1.10 m ancho, con la diferencia que a partir de este tramo se la realizará por medio de perforación y voladura.

Tramo 3: En la abscisa 0+113.17-0+124.19 es necesario ampliar 11,02 m; la sección actual es de 1.90 m de alto y 1.50 m ancho

Cálculo de la sección a ampliar.

$$A_{amp} = A_T - A_{SA} = 6.34m^2 - 2.66m^2 = 3.68m^2$$

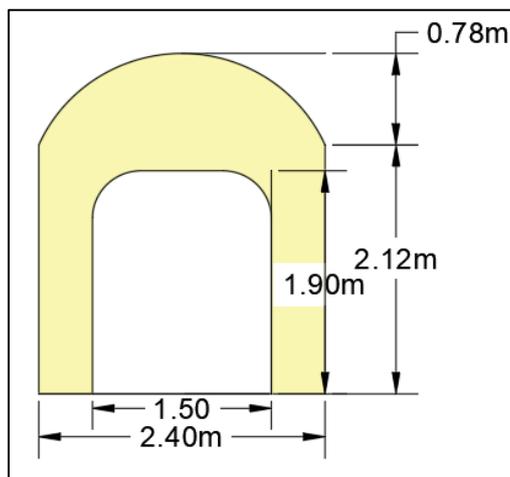


Figura 47. Área de la ampliación Tramo 3.

Cálculo de la sección actual.

$$A_{SA} = A1 + A2 = 2.25m^2 + 0.412m^2 = 2.66m^2$$

$$A1 = B * H = 1.50m * 1.50m = 2.25m^2$$

$$A2 = Cuadrado + 2Circulo = 0.28m^2 + 2(0.066m^2) = 0.412m^2$$

$$Cuadrado Bóveda = 0.40m * 0.70m = 0.28m^2$$

$$Círculo Bóveda = \frac{\pi r^2}{4} = \frac{\pi 0.41^2}{8} = 0.066m^2$$

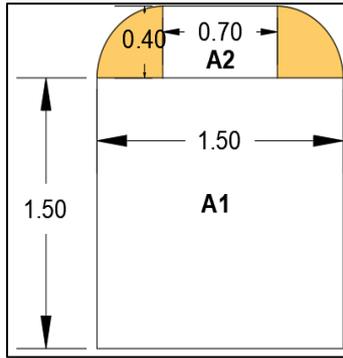


Figura 48. Área Galería Actual Tramo 3.

Tramo 4: En la abscisa 0+124.19-0+151.04 es necesario ampliar 26.85; la sección actual es de 2.00 m de alto y 1.50 m ancho.

Cálculo de la sección a ampliar.

$$A_{amp} = A_T - A_{SA} = 6.34m^2 - 2.81m^2 = 3.53m^2$$

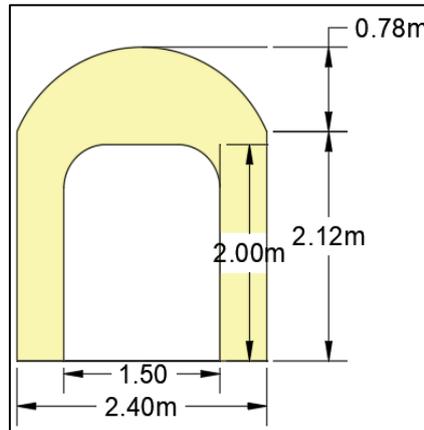


Figura 49. Área de la ampliación Tramo 4.

Cálculo de la sección actual.

$$A_{SA} = A1 + A2 = 2.40m^2 + 0.412m^2 = 2.81m^2$$

$$A1 = B * H = 1.50m * 1.60m = 2.40m^2$$

$$A2 = Cuadrado + 2Circulo = 0.28m^2 + 2(0.066m^2) = 0.412m^2$$

$$\text{Cuadrado Bóveda} = 0.40m * 0.70m = 0.28m^2$$

$$\text{Círculo Bóveda} = \frac{\pi r^2}{4} = \frac{\pi 0.41^2}{8} = 0.066m^2$$

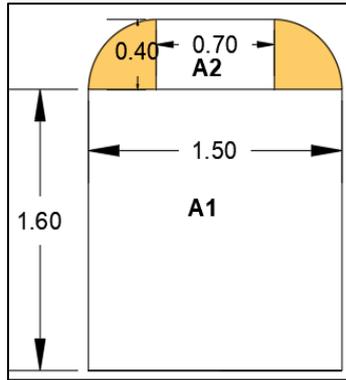


Figura 50. Área Galería Actual Tramo 4.

Tramo 5: En la abscisa 0+151.04-0+158.84 es necesario ampliar 7.8 m; la sección actual es de 1.80 m de alto y 1.50 m ancho.

Cálculo de la sección a ampliar.

$$A_{amp} = A_T - A_{SA} = 6.34m^2 - 2.51m^2 = 3.83m^2$$

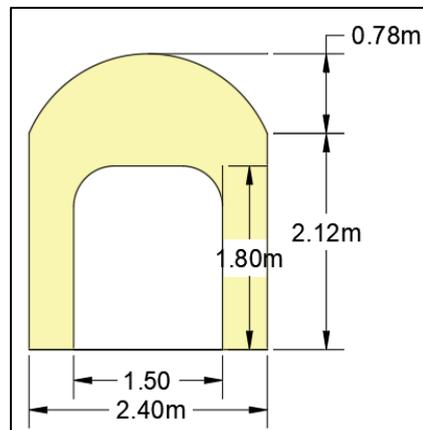


Figura 51. Área de la ampliación Tramo 5.

Cálculo de la sección actual.

$$A_{SA} = A1 + A2 = 2.10m^2 + 0.412m^2 = 2.51m^2$$

$$A1 = B * H = 1.50m * 1.40m = 2.10m^2$$

$$A2 = Cuadrado + 2Circulo = 0.28m^2 + 2(0.066m^2) = 0.412m^2$$

$$Cuadrado Bóveda = 0.40m * 0.70m = 0.28m^2$$

$$Círculo Bóveda = \frac{\pi r^2}{4} = \frac{\pi 0.41^2}{8} = 0.066m^2$$

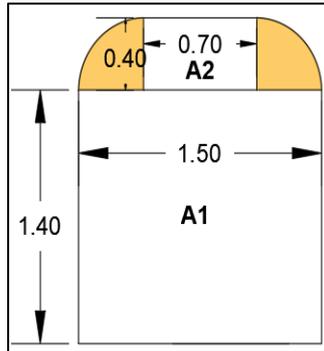


Figura 52. Área de la Galería Actual Tramo 5

Tramo 6: Abscisa 0+158.84-0+161.24 es necesario ampliar 2.40 m; se trata del cruce de la veta en donde solo será necesario ampliar la zona de la corona.

Cálculo de la sección a ampliar.

$$A_T = A1 + A2 = 1.25m^2 + 0.77m^2 = 2.02m^2$$

Donde:

A1: Área de la semi bóveda.

$$A'1 = B * H = 2.40m * 0.78m = 1.87m^2$$

$$A'2 = \frac{B * H}{3} = \frac{1.20 * 0.78}{3} = 0.31m^2$$

$$A1 = A'1 - (2 * A'2) = 1.87m^2 - (2 * 0.31m^2) = 1.25m^2$$

A2: Área del cuadrado.

$$B * H = 2.40 * 0.32 = 0.77m^2$$

Siendo: B: base: 2.40 m.

H: altura: 0.32 m.

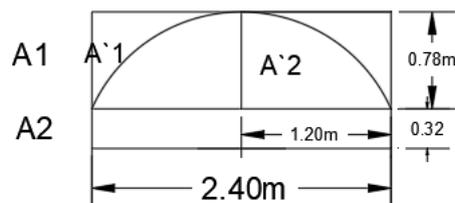


Figura 53. Área de la ampliación Tramo 6.

Tramo 7: Abscisa 0+161.24-0+170.40 es necesario ampliar 9.16 m, la sección actual de la galería es la misma que la del tramo 1 de 1.80 m de alto y 1.10 m de ancho por ende tiene la misma sección a ampliar de 4.61m².

Tramo 8: Abscisa 0+170.40-0+200.40 es necesario ampliar 30 m; la sección actual es de 2.00 m de alto y 1.40 m ancho.

Cálculo de la sección a ampliar.

$$A_{amp} = A_T - A_{SA} = 6.34m^2 - 2.61m^2 = 3.73m^2$$

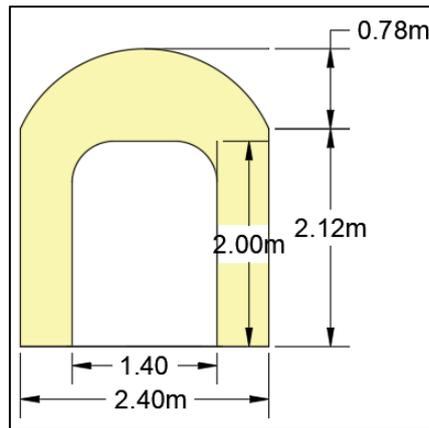


Figura 54. Área de la ampliación Tramo 8.

Cálculo de la sección actual.

$$A_{SA} = A1 + A2 = 2.24m^2 + 0.372m^2 = 2.51m^2$$

$$A1 = B * H = 1.40m * 1.60m = 2.61m^2$$

$$A2 = Cuadrado + 2Circulo = 0.24m^2 + 2(0.066m^2) = 0.372m^2$$

$$\text{Cuadrado Bóveda} = 0.40m * 0.60m = 0.24m^2$$

$$\text{Círculo Bóveda} = \frac{\pi r^2}{4} = \frac{\pi 0.41^2}{8} = 0.066m^2$$

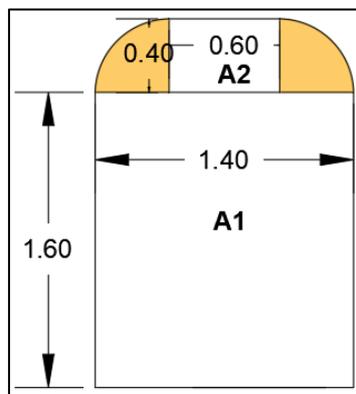


Figura 55. Área Galería Actual Tramo 8.

6.3.4. Ciclo de minado para la ampliación.

6.3.4.1. Arranque mecanizado. En vista que en el tramo1 (0+000.00-0+027.05) se trata de un porfídico diorítico meteorizado es posible realizar el arranque de manera manual para lo cual se propone emplear una mini excavadora eléctrica con baterías de litio modelo E17, cuyas especificaciones se detallan en la Tabla 38.

Tabla 38. Especificaciones técnicas Mini excavadora E17

Mini excavadora E17	
Tipo de motor	Eléctrico
Potencia del motor	11kW/2400r.p.m.
Número de cilindros	3

Mini excavadora E17	
Depósito hidráulico	13.90L
Sistema hidráulico	32.50L/min
Peso	1711kg
Ancho	1360mm
Alto	2200mm
Alcance máximo de trabajo	3371mm

Nota: Bob Cat, (2023)



Figura 56. Miniexcavadora E17.

Nota: Bob Cat, (2023)

En función a la Tabla 39 se estableció el cucharón compatible para la mini excavadora, en este caso se seleccionó un cucharón con mayor capacidad de 49 L (0.049m³).

Tabla 39. Especificaciones técnicas del cucharón.

Descripción	Especificaciones del cucharón/tabla de compatibilidad			
	Peso(kg)	Capacidad(l)	Excavadoras compactas	
			E17	E17z
STD, 20 cm.	25	11	X	X
STD, 23 cm.	26	13	X	X
STD, 25 cm.	27	15	X	X
STD, 30 cm.	30	20	X	X
STD, 40 cm.	35	29	X	X
STD, 45 cm.	42	34	X	X
STD, 50 cm.	47	39	X	X
STD, 60 cm.	49	49	X	X

Nota: Bob Cat, (2023)

6.3.4.2. Arranque por perforación y voladura.

Perforación: A partir del tramo 2 (Abscisa 0+027.05) se empleará perforación y voladura, para lo cual el área minera cuenta con una máquina perforadora YT 27 conformada por un sistema de rotoperusión. La Tabla 40 detalla las especificaciones de la máquina perforadora.

Tabla 40. Especificaciones técnicas Máquina perforadora YT27

Máquina Perforadora YT 27	
Peso	27 kg
Consumo de aire	85 L/S; 180 CFM

Máquina Perforadora YT 27	
Presión de aire	92 PSI
Presión de agua	0.3 Mpa
Longitud	668mm
Frecuencia de impacto	40Hz
Diámetro del pistón	80 mm
Carrera de pistón	60 mm
Diámetro manguera de aire	25 mm
Diámetro manguera de agua	13 mm

Nota: SumaCorporate, (2022)

Elección de la tubería: Para determinar el diámetro de la tubería se consideró el consumo de aire de la maquinaria, en este caso el consumo de la perforadora YT27 (180 CFM); y la implementación a futuro de una pala neumática (250 CFM). Los cálculos se detallan a continuación:

$$Q_R = \sum nQ_1 + nQ_2 + \dots + nQ_n = (1 * 180) + (1 * 250) = 430\text{CFM}$$

Una vez obtenido el consumo de aire necesario se eligió una tubería de 3" de diámetro de acuerdo a lo establecido en la Tabla 41, en función a la longitud de la labor de 200.40 m (657,48 Ft).

Tabla 41. Diámetro de tubería de acuerdo al consumo de aire.

CFM	Longitud de tubo FT				
	50-200	200-500	500-1000	1000-2500	2500-5000
<i>Tamaño nominal del tubo, pulg</i>					
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, L., (1995)

Elección del explosivo: Con base a la disponibilidad del mercado, se seleccionó el tipo de explosivo de acuerdo a el tipo de roca más competente en este caso se trata del porfídico diorítico de fortaleza 14.2, las dimensiones de la sección a ampliar, la potencia rompedora y resistencia del explosivo. La Tabla 42 describe las características de la sustancia explosiva.

Tabla 42. Características sustancia explosiva.

Emulnor 3000		
<i>Parámetro</i>	<i>Especificación</i>	<i>Unidad</i>
Densidad	1.14	g/cm ³
Velocidad de detonación	4 400	m/s
Volumen de gases	880	L/kg
Sensibilidad al fulminante	Nº8	-----
Energía	920	Kcal/kg
Longitud	17,78	cm
Diámetro	28	mm

<i>Parámetro</i>	<i>Especificación</i>	<i>Unidad</i>
Anfo Normal		
Densidad	0.8	g/cm ³
Velocidad de detonación	2450	m/s
Volumen de gases	985	L/kg
Calor de explosión	911	Kcal/kg
Vida útil	1	año
Fulminante ordinario N°8		
Longitud	45	mm
Diámetro	6.3	mm
Volumen Trausl	23	cm ³
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Buena	-----
Mecha de seguridad		
Tiempo de combustión	160	s/m
Diámetro externo	5.2	mm

Nota: FAMESA, (2016)

Pasaporte de perforación y voladura: Se lo realizo en función a la sección que se necesita ampliar en cada tramo, para mayor detalle ver el Anexo 8.

c) Diámetro de barrenos.

$$db = dc + 4, mm = 28mm + 4 = 32mm$$

Donde:

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

d) Longitud de perforación.

$$L_p = 0.15 + 34.12D_2 - 39.4D_2^2 = 0.15 + 34.12(0.032) - 39.4(0.032)$$

Donde:

D₂: Diámetro del barreno vacío, 0.032m

Longitud de avance

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

$$L_p = 0.15 + 1.088 - 0.040 = 1.20m$$

Nota: Para optimizar el avance se empleará un barreno de 1.60m

e) Longitud de avance.

$$X = 0.95 * L = 0.95 * 1.60 = 1.52m$$

f) Cara libre

– **Burden cara libre.**

$$B_1 = 1.5 * D_2 = 1.5 * 0.032 = 0.048m$$

Burden práctico: $B_z = B - E_p = 0.048 - 0,0252 = 0.0228m$

Donde:

E_p: Error de perforación

$$E_p = \alpha * L + e' = 0.001 * 1.52 + 0.001m = 0.0252m$$

Siendo:

L = longitud de perforación. 1.52m

α : desviación angular. 0.001

e' = error de emboquille. 0.001m

– **Concentración de carga lineal:**

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

$$q_1 = 55(0.032) \times \left[\frac{0.048}{0.032} \right]^{1.5} \times \left[0.048 - \frac{0.032}{2} \right] \times \left[\frac{1.5}{0.4} \right] \times \frac{1}{1.66}$$

$$q_1 = 1.76 * 1.5 * 0.032 * 3.75 * 0.60 = 0.10 \text{ Kg/m}$$

Donde:

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

D_1 : Diámetro de Perforación elegido en función a la broca: 0.032m

D_2 : Diámetro de taladro vacío: 0.032m

c : Constante de la roca: 1.5 en función a la Tabla 12.

PRP_{ANFO} : Potencia relativa en peso del Anfo.

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{P_{exp} * vd^2}{P_{ANFO} * V^2} \right)^{\frac{1}{3}} = \left(\frac{1.14 * 4400^2}{0.80 * 2450^2} \right)^{\frac{1}{3}} = 1.66$$

Sindo:

P_{ANFO} : Densidad del Anfo: 0.80g/cm³

V : velocidad de detonación del Anfo:2450m/s

P_{exp} y vd : Hacen referencia al explosivo patrón Emulnor 3000.

g) Barrenos de primera sección

– **Burden**

En vista de que ya se cuenta con una cara libre se aplicó la metodología para perforación en superficie, para determinar el burden se empleó la relación entre burden y espaciado, a través de la siguiente ecuación:

$$E = 1.5B$$
$$B = \frac{E}{1.5} = \frac{0.65}{1.5} = 0.43m$$

Donde:

E : Espaciado entre taladros: 0.65m Obtenido de la Tabla 13

Nota: En el tramo 2 y 7 se ajustó el burden a 40 cm.

En el tramo 3,4 y 5 se ajustó a 25 cm.

En el tramo 8 se ajustó a 30.

HASTIALES

Para continuar con los cálculos se empleó el modelo matemático propuesto por Holmberg, (1982)

– **Numero de taladros**

$$N^{\circ}ba = \frac{AT}{S/B} + 2 = \frac{1.40}{1.25} + 2 = 3.12 = 4$$

At: Alto del túnel – alto de bóveda: 1.40m

– **Espaciamiento**

Tramo 2 (0+027.05-0+113.17), Tramo 5 (0+151.04-0+160.04) y Tramo 6 (0+160.04-0+170.40)

AT: 1.40m

$$hdisp = 0.3345 \times At = 0.3345 \times 1.40 = 0.46 \text{ m}$$

Tramo 3 (0+113.17-0+124.19)

AT: 1.50m

$$hdisp = 0.3345 \times At = 0.3345 \times 1.50 = 0.50 \text{ m}$$

Tramo 4 (0+124.19-0+151.03) y Tramo 7 (0+170.40-0+200.40)

AT: 1.60m

$$hdisp = 0.3345 \times At = 0.3345 \times 1.60 = 0.53 \text{ m}$$

h) Barrenos de contorno.

– **Burden**

$$B_c = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{\bar{c} \times f \left(\frac{S}{B}\right)}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.10 \times 1.66}{2.95 \times 1.45 \times 1.25}} = 0.16 \text{ m}$$

Burden práctico: $B_z = B - Ep = 0.16 - 0,0252 = 0.13 \text{ m}$

Donde:

\bar{C} : constante corregida.

$$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B} \text{ para burden } < 1,4 \text{ m}$$

$$\bar{C} = 1.5 + \frac{0.07}{0.048} = 2.95$$

f: Factor de fijación: 1.45 y Relación $\frac{S}{B}$: 1.25 Obtenidas de la Tabla 14

– **Número de barrenos de contorno.**

$$H_c = \frac{AT + 2L \text{sen } \gamma}{B_c} + 2 = \frac{2.40 + (2 \times 1.52) \text{sen } 8}{0.16} + 2$$

= 20 distribuidos en hastiales y 2 coronas.

Donde:

A: Ancho del túnel: 2.40m

L: Longitud de perforación: 2.50m

γ : inclinación de perforación: 8

CORONA

$$N^{\circ}b = Hc - Nbh = 20 - (4 * 2) = 12 \text{ distribuidos en:}$$

3 primera corona
9 segunda corona

– **Espaciamiento entre barrenos Primera corona**

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

Donde:

At: Ancho del túnel.

L: Longitud de perforación: 1.52m

γ : inclinación de perforación: 8

Tramo 2 (0+027.05-0+113.17) y Tramo 7 (0+161.24-0+170.40)

$$S_z = \frac{1.10 + (2 \times 1.52) \times \text{sen } (8^{\circ})}{3 - 1} = 0.50 \text{ cm}$$

A: Ancho del túnel: 1.10m

Tramo 3,4 y 5 (0+113.17-0+158.84)

$$S_z = \frac{1.50 + (2 \times 1.52) \times \text{sen } (8^{\circ})}{3 - 1} = 0.65 \text{ cm}$$

Tramo 8 (0+170.40-0+200.40)

$$S_z = \frac{1.40 + (2 \times 1.52) \times \text{sen } (8^{\circ})}{3 - 1} = 0.60 \text{ cm}$$

A: Ancho del túnel: 1.40m

– **Espaciamiento entre barrenos centrales Segunda corona**

$$S_z = \frac{AT + 2L \times \text{sen } \gamma}{N^{\circ}b - 1}$$
$$S_z = \frac{2.40 + (2 \times 1.52) \times \text{sen } (8^{\circ})}{9 - 1} = 0.35 \text{ cm}$$

Donde:

At: Ancho del túnel: 2.40

L: Longitud de perforación: 1.52m

γ : inclinación de perforación: 8

– **Espaciamiento para los barrenos del rincón Segunda corona**

$$E'_c = S_z - L \times \text{sen } \gamma = 0.35 - 1.52 \times \text{sen } (8^{\circ}) = 0.14$$

Nota: Se ajusto a 0.18 m.

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

$$L_f = 1.25 \times B_c = 1.25 \times 0.16 = 0.20 \text{ m}$$

$$L_c = L - L_f - 10D_1 = 1.52 - 0.20 - (10 \times 0.032) = 1 \text{ m}$$

– **Número de cartuchos:**

$$N^{\circ} = \frac{q * \frac{3}{4} * L}{We} = \frac{0.10 * \frac{3}{4} * 1.52}{0.123} = 0.92 = 1 / \text{barreno}$$

6.3.4.3. Ventilación: Con el fin de proporcionar una atmósfera respirable y en condiciones óptimas, es necesario renovar el aire por medio de sistemas de ventilación que eviten que el aire contaminado ponga en riesgo la salud de los trabajadores, para lo cual se ha estimado el caudal considerando el número de personal en el frente de trabajo, la cantidad de sustancia explosiva y la cantidad de polvo. Los cálculos se detallan a continuación:

– **Cantidad de aire de acuerdo al gasto de sustancia explosiva.**

$$Q_{SE} = \frac{A * b * \frac{100}{c} * \frac{k}{t}}{60} = \frac{9.02 * 0.04 * \frac{100}{0.008} * \frac{1.45}{45}}{60} = 2.42 \text{ m}^3/\text{seg} = \mathbf{145.20 \text{ m}^3/\text{min}}$$

Donde:

A: Cantidad de sustancia explosiva detonada simultáneamente: 9.02kg

b: Cantidad convencional de gas carbónico, que se desprende en la voladura por 1 kg de Sustancia Explosiva: 0.040m³

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

t: Tiempo de ventilación después de la voladura: 45 min

K: Coeficiente de reserva de aire:1.45

– **Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de personas**

$$Q_m = \frac{q * n * k}{60} = \frac{4 * 6 * 1.45}{60} = 0.48 \text{ m}^3/\text{seg} = \mathbf{28.8 \text{ m}^3/\text{min}}$$

Donde:

q: aire por persona: 4 m³/min para minas ubicadas a más de 1500 m.s.n.m.

n: Cantidad máxima de personas en el frente:6

– **Cantidad de aire por velocidad mínima para remover polvo.**

$$Q = V \times S_{fran} = 0.15 \text{ m}/\text{seg} \times 6.34 \text{ m}^2 = 0.95 \text{ m}^3/\text{seg} = \mathbf{57 \text{ m}^3/\text{min}}$$

– **Caudal de aire total.**

$$Q_{T1} = Q_{se} + Q_m + Q = 2.42 \text{ m}^3/\text{seg} + 0.48 \text{ m}^3/\text{seg} + 0.95 \text{ m}^3/\text{seg} = \mathbf{3.85 \text{ m}^3/\text{seg} = 231 \text{ m}^3/\text{min}}$$

– **Caudal de aire según las fugas.**

$$Q_{Fu} = 0.15 * Q_{T1} = 0.15 * 3.85 \text{ m}^3/\text{seg} = 0.58 \text{ m}^3/\text{seg} = \mathbf{34.8 \text{ m}^3/\text{min}}$$

– **Caudal real de aire requerido.**

$$Q_r = Q_{T1} + Q_{Fu} = 3.85 + 0.58 = 4.43 \text{ m}^3/\text{seg} = \mathbf{265.8 \text{ m}^3/\text{min}}$$

En función a la cantidad de caudal necesario se consideró la implementación de un ventilador axial VA6OF-15, mismo que proporciona un caudal de 4 hasta 6.5m³/seg (240-390m³/min).

La Tabla 43 detalla las especificaciones del ventilador seleccionado.

Tabla 43. Especificaciones técnicas ventiladores axiales

Ventiladores axiales				
<i>Referencia</i>	<i>Dm motor mm</i>	<i>Caudal m3/seg</i>	<i>Presión</i>	<i>Potencia</i>
VA4OF-05	400	1.9-3.1	740-370	5
VA5OF-10	500	2.6-4.1	1540-240	10
VA6OF-15	600	4.0-6.5	1670-310	15
VA6OF-20	600	4.1-7.6	2320-420	20

Nota: Induminer, (2015)

De acuerdo a lo establecido en el Art. 56 del Reglamento de Seguridad Minera, (2004) “En labores que no posean sino una vía de acceso y tengan una longitud superior a sesenta metros será obligatorio el empleo de ventiladores auxiliares”, se ha considerado realizar ventilación forzada aspirante para lo cual se implementará un ventilador axial en la abscisa 0+124.19, mismo que extraerá el aire viciado a través de un ducto de ventilación de 15”. Para mayor detalle revisar el Anexo 9.

Tabla 44. Especificaciones técnicas ducto de ventilación.

Ducto de ventilación	
Diámetro	250-2000mm
Longitud	5,10,15 y 20 m
Especificaciones	Material en poliéster con recubrimiento en PVC, protección antiestática y refractante de llama
Conexión	Velcro o cremallera.

Nota: Induminer, (2015)

6.3.4.4. Saneamiento: Una vez realizada la voladura, el personal ingresa a realizar el saneamiento del frente, pasado 45 min de la voladura. Después de la ventilación del frente se procede a verificar la efectividad de la voladura, para ello se comprueba si existen tiros sin detonar, en caso de existir se procede a liquidarlos con agua a presión por parte de personal calificado, luego se riega el techo, hastiales y el frente para descubrir los pedazos de rocas sueltas que posteriormente se desprenden con la ayuda de una barretilla de 1.60m y 1.80m de longitud.

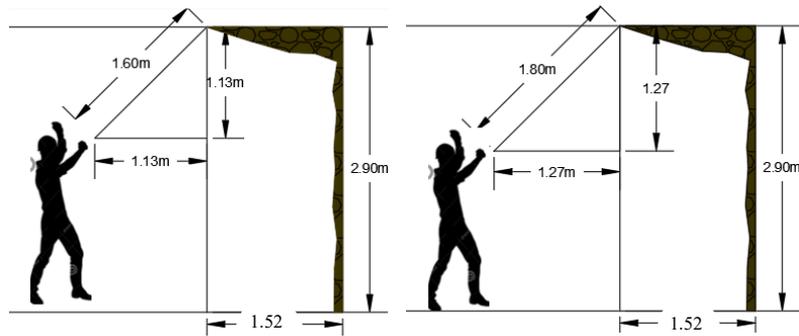


Figura 57. Ubicación de personal para el saneo.

6.3.4.5. Carga y transporte. El material estéril volado será cargado de manera manual con el uso de palas, una vez cargado será llevado a través de la misma galería de transporte hacia la superficie en vagones de 0,99 m³ de capacidad para luego ser colocado en la escombrera destinada para este fin, para lo cual será necesario la instalación de rieles.

Tabla 45. Especificaciones Carro Minero U35.

Especificaciones referenciales Carro minero U35		
<i>Parámetro</i>	<i>Especificación</i>	<i>Unidad</i>
Capacidad	35	pie ³
	0.99	m ³
Peso	620	Kg
Trocha	600	mm
Distancia entre ejes	750	mm

Nota: SERMINSA, (2021)

Adecuación de vía.

Peralte:

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

Donde:

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

a: Ancho de la trocha: 0.06 m

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

Siendo:

Ri: Radio interno del equipo más grande: 0.29 m

Re: Radio externo: 0.30 m

g: Aceleración de la gravedad: 9.81 m/s

Rieles: Considerando que a futuro se desea implementar una locomotora de 2.5 Toneladas el riel más adecuado es 42 lb/yard, debido a que tiene una capacidad de resistencia de 5 ton.

– **Longitud:** La longitud de fabricante es de 6m.

- **Separación entre rieles:** Considerando la trocha de los equipos se determinó que la separación será de 0.60m.

Tabla 46. Características del riel.

Características del riel		
<i>Parámetro</i>	<i>Especificación</i>	<i>Unidad</i>
Medida	22	Kg/m
Peso	42	Lb/yard
Largo	6	m
Capacidad de soporte	5	Ton
a	93.66	mm
b	93.66	mm
c	50.8	mm
d	10.72	mm

Nota: CINO Mining, (s.f.)

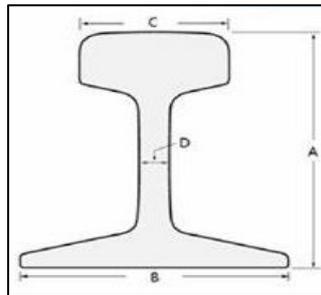


Figura 58. Dimensiones del riel.

Nota: CINO Mining, (s.f.)

Durmientes: Con el fin de brindar soporte para los rieles se ubicarán durmientes de 10 cm de espesor con 1.10 m de longitud, separados a 80 cm en línea recta y a 45 cm en donde se presenten curvaturas.

Balasto: Para repartir de manera homogénea la carga entre los durmientes y el piso se consideró una plataforma de 10 cm.

Cálculo de tonelaje.

Como tonelaje total de la ampliación se obtiene 3 271.33 Ton, la ampliación será realizada en 5 meses y 1 día.

Tabla 47. Tonelaje

Tramo	Abscisa	Sección Ampliación	Longitud	Volumen	Tonelaje
1	0+000.00 0+0.27.05	4.54 m ²	27.05 m	122.80 m ³	-----
2	0+027.05-0+113.17	4.54 m ²	86.12 m	652.94 m ³	1 789.09 Ton
3	0+113.17-0+124.19	3.68 m ²	11.02 m	67.72 m ³	180.81 Ton
4	0+124.19-0+151.04	3.53 m ²	26.85 m	158.28 m ³	422.61 Ton
5	0+151.04-0+158.84	3.83 m ²	7.80 m	49.89 m ³	133.21 Ton
6	0+158.84-0+161.24	2.02 m ²	2.40 m	8.09 m ³	22.02 Ton
7	0+161.24-0+170.40	4.61 m ²	9.16 m	70.52 m ³	186.88 Ton
8	0+170.40-0+200.40	3.73 m ²	30.00 m	186.87 m ³	490.63 Ton
Total			200.40 m	1 317.11m³	3 271.33 Ton

Tramo 1(0+000.00-0+027.05): Se necesita ampliar 4.54m^2 de sección en 27.05m de longitud, es decir un volumen de 122.80m^3 mediante arranque mecanizado. Para el transporte se consideraron los mismos vagones de 0.99m^3 de capacidad. Obteniendo los siguientes resultados.

Volumen total por tramo.

$$\text{Vol}_{\text{tramo}} = 27.05\text{m} * 4.54\text{m}^2 * 1 = 122.80\text{m}^3$$

Número de cucharones para llenar un vagón.

$$\text{N}^\circ \text{ cucharones} = \frac{\text{Cap vagon}}{\text{Cap. cucharon}} = \frac{0.99\text{m}^3}{0.049\text{m}^3} = 20 \text{ cucharones}$$

Volumen total por viaje.

Se consideran 4 vagones de 0.99 m^3 de capacidad con un coeficiente de llenado de 0.80.

$$\text{Vol}_{\text{viaje}} = 4 * 0.99\text{m}^3 * 1.17 = 4.63\text{m}^3$$

Número de viajes.

$$\text{N}^\circ \text{ viajes} = \frac{122.80\text{m}^3}{4.63\text{m}^3} = 27 \text{ viajes}$$

Número de viajes al día.

Considerando un tiempo promedio de llenado de 3 min para cada vagón, es decir 12 minutos en total para los 4 vagones, equivalente a 0.20 horas.

$$\text{N}^\circ \text{ viajes día} = \text{N}^\circ \text{ viajes} * t \text{ viaje} = 27 \text{ viajes} * 0.20 \text{ hora} / \text{viaje} = 5.4 \text{ hora} = 5 \text{ horas } 24 \text{ min}$$

Tiempo de ampliación para el tramo.

Se obtiene un tiempo de ampliación de 1 día.

Tramo 2 (0+027.05-0+113.17): Es necesario ampliar 86.12m de longitud con una sección de 4.54m^2 .

Volumen extraído por turno.

$$V_{\text{extraído}} = S * L_{\text{avance}} * e = 4.54\text{m}^2 * 1.52\text{m} * 1.67 = 11.52\text{m}^3$$

Tonelaje por turno (0+0.27.05-0+064.75): Se trata de un porfídico diorítico con 37.7 m de longitud.

$$\text{Tonelaje} = V_{\text{extraído}} * \rho = 11.52\text{m}^3 * 2.83 \text{ ton} / \text{m}^3 = 32.60\text{ton}$$

Donde:

p : densidad del porfídico diorítico: $2.83 \text{ ton} / \text{m}^3$

– ***Capacidad por vagón en toneladas***

$$C = V_c * p * F_c = 0.99\text{m}^3 * 2.83 \text{ ton} / \text{m}^3 * 1.17 = 3.28 \text{ ton} / \text{vagón}$$

V_c : Volumen del carro minero: 0.99m^3

p : densidad del pórfido diorítico: 2.83ton/m³:

F_c : coeficiente de llenado: 117%

– **Capacidad por vagón en m³**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99m^3 * 1.17 = 1.16 m^3 / \text{vagón}$$

– **Número de vagones**

$$N = \frac{11.52m^3}{1.16 m^3 / \text{vagón}} = 10 \text{ vagones.}$$

– **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\#Viajes = \frac{10 \text{ vagones}}{4} = 2 \text{ viajes los 4 vagones} + 1 \text{ viaje 2 vagones}$$

– **Tonelaje total.**

$$Ton_{tramo} = S * L * e * p = 4.54m^2 * 37.7m * 1.67 * 2.83 \text{ ton} / m^3 = 808.90ton$$

Tonelaje por turno (0+064.75-0+113.17) Se trata de una microdiorita con 48.42m de longitud.

$$Tonelaje = V_{extraído} * \rho = 11.52m^3 * 2.67 \text{ ton} / m^3 = 30.75Ton$$

Donde:

p : densidad de la microdiorita: 2.67 ton/m³

– **Capacidad por vagón en toneladas**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99m^3 * 2.67 \text{ ton} / m^3 * 1.17 = 3.09 \text{ ton} / \text{vagón}$$

– **Capacidad por vagón en m³**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99m^3 * 1.17 = 1.16 m^3 / \text{vagón}$$

– **Número de vagones**

$$N = \frac{11.52m^3}{1.16 m^3 / \text{vagón}} = 10 \text{ vagones.}$$

– **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\#Viajes = \frac{10 \text{ vagones}}{4} = 2 \text{ viajes los 4 vagones} + 1 \text{ viaje 2 vagones}$$

– **Tonelaje total.**

$$Ton_{tramo} = S * L * e * p = 4.54m^2 * 48.42m * 1.67 * 2.67 \text{ ton} / m^3 = 980.19 ton$$

VOLUMEN TOTAL POR TRAMO

$$V_{TOTAL\text{extraído}} = S * L * e = 4.54m^2 * 86.12m * 1.67 = 652.94m^3$$

TONELAJE TOTAL POR TRAMO

$$Ton_{TOTAL} = 808.90ton + 980.19ton = 1789.09ton$$

Tramo 3 (0+113.17-0+124.19): Se ampliará una longitud de 11,02 m con una sección de 3.68m².

Volumen extraído por turno.

$$V_{\text{extraído}} = S * L_{\text{avance}} * e = 3.68m^2 * 1.52m * 1.67 = 9.34m^3$$

Tonelaje por turno.

$$Tonelaje = V_{\text{extraído}} * \rho = 9.34m^3 * 2.67 \text{ ton}/m^3 = 24.94ton$$

Donde:

p : densidad del microdiorita: 2.67 ton/m³

– **Capacidad por vagón en toneladas**

$$C = Vc * p * Fc = 0.99m^3 * 2.67 \text{ ton}/m^3 * 1.17 = 3.09 \text{ ton}/\text{vagón}$$

– **Capacidad por vagón en m³**

$$C = Vc * p * Fc = 0.99m^3 * 1.17 = 1.16 \text{ m}^3/\text{vagón}$$

– **Número de vagones**

$$N = \frac{9.34m^3}{1.16 \text{ m}^3/\text{vagón}} = 8 \text{ vagones.}$$

– **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\#Viajes = \frac{8 \text{ vagones}}{4} = 2 \text{ viajes los 4 vagones}$$

VOLUMEN TOTAL POR TRAMO.

$$V_{TOTAL\text{extraído}} = S * L * e = 3.68m^2 * 11.02 * 1.67 = 67.72m^3$$

TONELAJE TOTAL POR TRAMO.

$$Ton_{\text{tramo}} = S * L * e * p = 3.68m^2 * 11.02 * 1.67 * 2.67 \text{ ton}/m^3 = 180.81ton$$

Tramo 4 (0+124.19-0+151.04): Es necesario ampliar 26,85 m de longitud con una sección de 3.53m².

Volumen extraído por turno.

$$V_{\text{extraído}} = S * L_{\text{avance}} * e = 3.53m^2 * 1.52m * 1.67 = 8.96m^3$$

Tonelaje por turno.

$$\text{Tonelaje} = V_{\text{extraído}} * \rho = 8.96\text{m}^3 * 2.67 \text{ ton}/\text{m}^3 = 23.92\text{Ton}$$

Donde:

p : densidad del microdiorita: $2.67 \text{ ton}/\text{m}^3$

– **Capacidad por vagón en toneladas**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99\text{m}^3 * 2.67 \text{ ton}/\text{m}^3 * 1.17 = 3.09 \text{ ton}/\text{vagón}$$

– **Capacidad por vagón en m^3**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99\text{m}^3 * 1.17 = 1.16 \text{ m}^3/\text{vagón}$$

– **Número de vagones**

$$N = \frac{8.96\text{m}^3}{1.16 \text{ m}^3/\text{vagón}} = 8 \text{ vagones.}$$

– **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\# \text{Viajes} = \frac{8 \text{ vagones}}{4} = 2 \text{ viajes los 4 vagones}$$

VOLUMEN TOTAL POR TRAMO.

$$V_{\text{TOTALextraído}} = S * L * e = 3.53\text{m}^2 * 26.85 * 1.67 = 158.28\text{m}^3$$

TONELAJE TOTAL POR TRAMO.

$$\text{Ton}_{\text{tramo}} = S * L * e * p = 3.53\text{m}^2 * 26.85 * 1.67 * 2.67 \text{ ton}/\text{m}^3 = 422.61\text{ton}$$

Tramo 5 (0+151.04-0+158.84): Es necesario ampliar 7.8 m de longitud con una sección de 3.83m^2 .

Volumen extraído por turno.

$$V_{\text{extraído}} = S * L_{\text{avance}} * e = 3.83\text{m}^2 * 1.52\text{m} * 1.67 = 9.72\text{m}^3$$

Tonelaje por turno.

$$\text{Tonelaje} = V_{\text{extraído}} * \rho = 9.72\text{m}^3 * 2.67 \text{ ton}/\text{m}^3 = 25.95\text{ton}$$

Donde:

p : densidad de la microdiorita: $2.67 \text{ ton}/\text{m}^3$

– **Capacidad por vagón en toneladas**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99\text{m}^3 * 2.67 \text{ ton}/\text{m}^3 * 1.17 = 3.09 \text{ ton}/\text{vagón}$$

– **Capacidad por vagón en m^3**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99\text{m}^3 * 1.17 = 1.16 \text{ m}^3/\text{vagón}$$

– **Número de vagones**

$$N = \frac{9.72m^3}{1.16 m^3/vagón} = 9 \text{ vagones.}$$

– **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\#Viajes = \frac{9 \text{ vagones}}{4} = 2 \text{ viajes los 4 vagones y 1 viaje 1 vagon.}$$

VOLUMEN TOTAL POR TRAMO.

$$V_{TOTALextraído} = S * L * e = 3.83m^2 * 7.80 * 1.67 = 49.89m^3$$

TONELAJE TOTAL POR TRAMO.

$$Ton_{tramo} = S * L * e * p = 3.83m^2 * 7.80 * 1.67 * 2.67 \text{ ton}/m^3 = 133.21ton$$

Tramo 6 (0+158.84-0+161.24): Se trata del cruce de veta en donde será necesario ampliar solo la corona con una longitud de 2.40m y una sección de 2.02m².

Volumen extraído por turno.

$$V_{extraído} = S * L_{avance} * e = 2.02m^2 * 1.20m * 1.67 = 4.05m^3$$

Tonelaje por turno.

$$Tonelaje = V_{extraído} * p = 4.05m^3 * 2.72 \text{ ton}/m^3 = 11.02ton$$

Donde:

p : densidad de la veta: 2.72 ton/m³

– **Capacidad por vagón en toneladas**

$$C = Vc * p * Fc = 0.99m^3 * 2.72 \text{ ton}/m^3 * 1.17 = 3.15 \text{ ton}/vagón$$

– **Capacidad por vagón en m³**

$$C = Vc * p * Fc = 0.99m^3 * 1.17 = 1.16 m^3/vagón$$

– **Número de vagones**

$$N = \frac{4.05m^3}{1.16 m^3/vagón} = 4 \text{ vagones.}$$

– **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\#Viajes = \frac{4 \text{ vagones}}{4} = 1 \text{ viaje los 4 vagones.}$$

VOLUMEN TOTAL POR TRAMO.

$$V_{TOTALextraído} = S * L * e = 2.02m^2 * 2.40 * 1.67 = 8.09m^3$$

TONELAJE TOTAL POR TRAMO.

$$Ton_{tramo} = S * L * e * p = 2.02m^2 * 2.40 * 1.67 * 2.72 \text{ ton}/m^3 = 22.02ton$$

Tramo 7(0+161.24-0+170.40): Se ampliará 9.16 m, con una sección de 4.61m².

Volumen extraído por turno.

$$V_{\text{extraído}} = S * L_{\text{avance}} * e = 4.61m^2 * 1.52m * 1.67 = 11.70m^3$$

Tonelaje por turno.

$$\text{Tonelaje} = V_{\text{extraído}} * \rho = 11.70m^3 * 2.67 \text{ ton}/m^3 = 31.24\text{ton}$$

Donde:

p : densidad de la microdiorita: 2.67 ton/m³

– **Capacidad por vagón en toneladas**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99m^3 * 2.67 \text{ ton}/m^3 * 1.17 = 3.09 \text{ ton}/\text{vagón}$$

– **Capacidad por vagón en m³**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99m^3 * 1.17 = 1.16 m^3/\text{vagón}$$

– **Número de vagones**

$$N = \frac{11.70m^3}{1.16 m^3/\text{vagón}} = 10 \text{ vagones.}$$

– **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\# \text{Viajes} = \frac{10 \text{ vagones}}{4} = 2 \text{ viaje los 4 vagones y 1 viaje 2 vagones.}$$

VOLUMEN TOTAL POR TRAMO.

$$V_{\text{TOTALextraído}} = S * L * e = 4.61m^2 * 9.16 * 1.67 = 70.52m^3$$

TONELAJE TOTAL POR TRAMO.

$$\text{Ton}_{\text{tramo}} = S * L * e * p = 4.61m^2 * 9.16 * 1.67 * 2.65 \text{ ton}/m^3 = 186.88\text{ton}$$

Tramo 8 (0+170.40-0+200.40): Es necesario ampliar 30 m de longitud con una sección de 3.73m²

Volumen extraído por turno.

$$V_{\text{extraído}} = S * L_{\text{avance}} * e = 3.73m^2 * 1.52m * 1.67 = 9.47m^3$$

Tonelaje por turno (0+170.40-0+178.40): Se trata de una microdiorita con 8 m de longitud.

$$\text{Tonelaje} = V_{\text{extraído}} * \rho = 9.47m^3 * 2.67 \text{ ton}/m^3 = 25.28\text{ton}$$

Donde:

p : densidad de la microdiorita: 2.67 ton/m³

– **Capacidad por vagón en m³**

$$C = V_c * p * F_c = 0.99m^3 * 1.17 = 1.16 m^3/\text{vagón}$$

- **Capacidad por vagón en toneladas**

$$C = Vc * p * Fc = 0.99m^3 * 2.67 \text{ ton}/m^3 * 1.17 = 3.09 \text{ ton}/\text{vagón}$$

- **Número de vagones**

$$N = \frac{9.47m^3}{1.16 \text{ m}^3/\text{vagón}} = 9 \text{ vagones.}$$

- **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\#Viajes = \frac{9 \text{ vagones}}{4} = 2 \text{ viaje los 4 vagones y 1 viaje 1 vagon.}$$

- **Tonelaje total.**

$$Ton_{tramo} = S * L * e * p = 3.73m^2 * 8m * 1.67 * 2.67 \text{ ton}/m^3 = 133.05 \text{ ton}$$

Tonelaje por turno (0+178.40-0+197.85) Se trata de una brecha de falla con 19.45m de longitud.

$$Tonelaje = V_{extraído} * \rho = 9.47m^3 * 2.60 \text{ ton}/m^3 = 24.62 \text{ Ton}$$

Donde:

p : densidad de la brecha: 2.60 ton/m³

- **Capacidad por vagón en m³**

$$C = Vc * p * Fc = 0.99m^3 * 1.17 = 1.16 \text{ m}^3/\text{vagón}$$

- **Capacidad por vagón en toneladas**

$$C = Vc * p * Fc = 0.99m^3 * 2.67 \text{ ton}/m^3 * 1.17 = 3.09 \text{ ton}/\text{vagón}$$

- **Número de vagones**

$$N = \frac{9.47}{1.16 \text{ m}^3/\text{vagón}} = 9 \text{ vagones.}$$

- **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\#Viajes = \frac{9 \text{ vagones}}{4} = 2 \text{ viaje los 4 vagones y 1 viaje 1 vagon.}$$

- **Tonelaje total.**

$$Ton_{tramo} = S * L * e * p = 3.73m^2 * 19.45m * 1.67 * 2.60 \text{ ton}/m^3 = 315.01 \text{ ton}$$

Tonelaje por turno (0+197.85-0+200.40): Se trata de una microdiorita con 2.55 m de longitud.

$$Tonelaje = V_{extraído} * \rho = 9.47m^3 * 2.68 \text{ ton}/m^3 = 25.38 \text{ ton}$$

Donde:

p : densidad de la microdiorita: 2.68 ton/m^3

– **Capacidad por vagón en toneladas**

$$C = Vc * p * Fc = 0.99 \text{m}^3 * 2.68 \text{ ton/m}^3 * 1.17 = 3.10 \text{ ton/vagón}$$

– **Capacidad por vagón en m^3**

$$C = Vc * p * Fc = 0.99 \text{m}^3 * 1.17 = 1.16 \text{m}^3/\text{vagón}$$

– **Número de vagones**

$$N = \frac{9.47}{1.16 \text{ ton/vagón}} = 9 \text{ vagones.}$$

– **Número de viaje**

Considerando 4 vagones.

$$\#Viajes = \frac{9 \text{ vagones}}{4} = 2 \text{ viaje los 4 vagones y 1 viaje 1 vagón.}$$

– **Tonelaje total.**

$$Ton_{\text{tramo}} = S * L * e * p = 3.73 \text{m}^2 * 2.55 \text{m} * 1.67 * 2.68 \text{ ton/m}^3 = 42.57 \text{ ton}$$

VOLUMEN TOTAL POR TRAMO

$$V_{\text{TOTALextraído}} = S * L * e = 3.73 \text{m}^2 * 30 * 1.67 = 186.87 \text{m}^3$$

TONELAJE TOTAL POR TRAMO

$$Ton_{\text{TOTAL}} = 133.05 \text{ ton} + 31501 \text{ ton} + 42.57 \text{ ton} = 490.63 \text{ ton}$$

VOLUMEN TOTAL DE LA AMPLIACIÓN.

$$Vol_{\text{TOTAL}} = 122.80 + 652.94 + 67.72 + 158.28 + 49.89 + 8.09 + 70.52 + 186.87$$

$$Vol_{\text{TOTAL}} = 1317.11 \text{ m}^3$$

TONELAJE TOTAL DE LA AMPLIACIÓN.

$$Ton_{\text{TOTAL}} = 1789.09 + 180.81 + 422.61 + 133.21 + 22.02 + 186.88 + 490.63$$

$$Ton_{\text{TOTAL}} = 3225.25 \text{ ton}$$

TIEMPO TOTAL DE LA AMPLIACIÓN.

El tiempo total para la ampliación es de 58 días, considerando una jornada de 24 días laborables al mes la ampliación se realizará en 2 meses y 10 días.

$$\text{Tiempo en meses} = \frac{58}{24} = 2.42 = 2 \text{ meses y 10 día}$$

$$\text{TiempoTotal}_{\text{ampliación}} = 1 + 57 + 8 + 18 + 5 + 1 + 6 + 21 = 117 \text{ días}$$

Tabla 48. Tiempo de ampliación.

Tramo	Abscisa	Longitud	Tiempo (días)
1	0+000.00-0+027.05	27.05 m	1
2	0+027.05-0+113.17	86.12 m	28
3	0+113.17-0+124.19	11,02 m	4
4	0+124.19-0+151.04	26.85 m	9
5	0+151.04-0+158.84	7.80 m	2.5
6	0+158.84-0+161.24	2.40 m	0.5
7	0+161.24-0+170.40	9.16 m	3
8	0+170.40-0+200.40	30.00 m	10
Total		200.40 m	117

Tramo 2 (0+027.05-0+113.17)

Se obtiene un turno de 5 horas 6 min, por lo cual se realizará dos turnos al día.

$$T_{\text{Turno}} = T_P + T_{CSE} + T_V + T_S + T_{CT}$$

$$T_{\text{Turno}} = 1 + 1 + 0.75 + 0.33 + 2.02 = 5.1 = 5 \text{ horas } 6 \text{ min}$$

Es así que se obtiene lo siguiente:

$$T_{\text{ampliación}} = \frac{86.12m}{1.52 \text{ m/turno} * 2 \text{ turno/día}} = 28 \text{ días}$$

- **Perforación:** $T_P = 3\text{min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Carguío se Sustancia explosiva:** $T_{CSE} = 3\text{min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Ventilación:** $T_V = 45 \text{ min} = 0.75 \text{ hora}$
- **Saneamiento:** Se considera un tiempo de $T_S = 20 \text{ min} = 0.33 \text{ hora}$
- **Carga y Transporte**

$$T_{CT} = 8 + 2.4 + 0.3 + 1.40 = 12.1 \text{ min}$$

NOTA: Son un total de 10 vagonetas, siendo así:

$$T_{CT\text{Total}} = 12.1 * 10 = 121 \text{ min} = 2.02 \text{ Horas} = 2 \text{ Horas } 2 \text{ min}$$

Tcv (Tiempo carguío del vagón): Se considera un tiempo promedio de 8 minutos para el carguío del material.

Tvl (Tiempo acarreo vagón lleno):

$$T_{vl} = \frac{L}{v} = \frac{80.11}{33.3 \text{ m/s}} = 2.4 \text{ min}$$

$$L(\text{Longitud promedio del tramo}): L = 10 + 27.50 + 43.06 = 80.11$$

v(Velocidad): Se considera una velocidad de 3km/h=33.3m/s

Tvm (Tiempo de vaciado del vagón): Se considera un tiempo de 0.3 minutos para el vaciado.

Tvm (Tiempo de acarreo con el vagón vacío): 1.40min

Tramo 3 (0+113.17-0+124.19)

Se obtiene un turno de 5 horas 6 min, por lo cual se realizará dos turnos al día.

$$T_{\text{Turno}} = T_P + T_{CSE} + T_V + T_S + T_{CT}$$

$$T_{\text{Turno}} = 1 + 1 + 0.75 + 0.33 + 2 = 5.08 = 5 \text{ horas } 5 \text{ min}$$

Es así que se obtiene lo siguiente:

$$T_{\text{ampliación}} = \frac{11.02m}{1.52 \text{ m/turno} * 2 \text{ turno/día}} = 4 \text{ días}$$

- **Perforación:** $T_P = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Carguío se Sustancia explosiva:** $T_{CSE} = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Ventilación:** $T_V = 45 \text{ min} = 0.75 \text{ hora}$
- **Saneamiento:** Se considera un tiempo de $T_S = 20 \text{ min} = 0.33 \text{ hora}$
- **Carga y Transporte**

$$T_{CT} = 8 + 3.86 + 0.3 + 2.86 = 15.02 \text{ min}$$

NOTA: Son un total de 8 vagonetas, siendo así:

$$T_{CT\text{Total}} = 15.02 * 8 = 120.16 = 2.002 \text{ Horas} = 2 \text{ Horas}$$

Tcv (Tiempo carguío del vagón): Se considera un tiempo promedio de 8 minutos para el carguío del material.

Tvl (Tiempo acarreo vagón lleno):

$$T_{Vl} = \frac{L}{v} = \frac{128.68}{33.3 \text{ m/s}} = 3.86 \text{ min}$$

L(Longitud promedio del tramo): $L = 10 + 27.50 + 86.12 + 5.51 = 128.68 \text{ m}$

v(Velocidad): Se considera una velocidad de $3 \text{ km/h} = 33.3 \text{ m/s}$

Tvm (Tiempo de vaciado del vagón): Se considera un tiempo de 0.3 minutos para el vaciado.

Tvm (Tiempo de acarreo con el vagón vacío): 2.86 min

Tramo 4 (0+124.19-0+151.04)

Se obtiene un turno de 5 horas 14 min, por lo cual se realizará dos turnos al día.

$$T_{\text{Turno}} = T_P + T_{CSE} + T_V + T_S + T_{CT}$$

$$T_{\text{Turno}} = 1 + 1 + 0.75 + 0.33 + 2.14 = 5.22 = 5 \text{ horas } 14 \text{ min}$$

Es así que se obtiene lo siguiente:

$$T_{\text{ampliación}} = \frac{26.85m}{1.52 \text{ m/turno} * 2 \text{ turno/día}} = 9 \text{ días}$$

- **Perforación:** $T_P = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Carguío se Sustancia explosiva:** $T_{CSE} = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$

- **Ventilación:** $T_V = 45 \text{ min} = 0.75 \text{ hora}$
- **Saneamiento:** Se considera un tiempo de $T_S = 20 \text{ min} = 0.33 \text{ hora}$
- **Carga y Transporte**

$$T_{CT} = 8 + 4.34 + 0.3 + 3.43 = 16.16 \text{ min}$$

NOTA: Son un total de 8 vagonetas, siendo así:

$$T_{CTTotal} = 16.16 * 8 = 129.28 = 2.14 \text{ Horas} = 2 \text{ Horas } 9 \text{ min}$$

Tcv (Tiempo carguío del vagón): Se considera un tiempo promedio de 8 minutos para el carguío del material.

Tvl (Tiempo acarreo vagón lleno):

$$T_{vl} = \frac{L}{v} = \frac{147.62}{33.3 \text{ m/s}} = 4.43 \text{ min}$$

$$L(\text{Longitud promedio del tramo}): L = 10 + 27.50 + 86.12 + 11,02 + 13.43 = 147.62 \text{ m}$$

$$v(\text{Velocidad}): \text{Se considera una velocidad de } 3 \text{ km/h} = 33.3 \text{ m/s}$$

Tvm (Tiempo de vaciado del vagón): Se considera un tiempo de 0.3 minutos para el vaciado.

Tvm (Tiempo de acarreo con el vagón vacío): 3.43 min

Tramo 5 (0+151.04-0+158.84)

Se obtiene un turno de 5 horas 40 min, por lo cual se realizará dos turnos al día.

$$T_{\text{Turno}} = T_P + T_{CSE} + T_V + T_S + T_{CT}$$

$$T_{\text{Turno}} = 1 + 1 + 0.75 + 0.33 + 2.58 = 5.66 = 5 \text{ horas } 40 \text{ min}$$

Es así que se obtiene lo siguiente:

$$T_{\text{ampliación}} = \frac{7.8 \text{ m}}{1.52 \text{ m/turno} * 2 \text{ turno/día}} = 2.5 \text{ días}$$

- **Perforación:** $T_P = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Carguío se Sustancia explosiva:** $T_{CSE} = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Ventilación:** $T_V = 45 \text{ min} = 0.75 \text{ hora}$
- **Saneamiento:** Se considera un tiempo de $T_S = 20 \text{ min} = 0.33 \text{ hora}$
- **Carga y Transporte**

$$T_{CT} = 8 + 4.95 + 0.3 + 3.95 = 17.20 \text{ min}$$

NOTA: Son un total de 8 vagonetas, siendo así:

$$T_{CTTotal} = 17.20 * 9 = 154.80 = 2.58 \text{ Horas} = 2 \text{ Horas } 35 \text{ min}$$

Tcv (Tiempo carguío del vagón): Se considera un tiempo promedio de 8 minutos para el carguío del material.

Tvl (Tiempo acarreo vagón lleno):

$$T_{Vl} = \frac{L}{v} = \frac{164.94}{33.3\text{m/s}} = 4.95\text{min}$$

L(Longitud promedio del tramo): $L = 10 + 27.50 + 86.12 + 11,02 + 26.85 + 3.90 = 164.94\text{m}$

v(Velocidad): Se considera una velocidad de $3\text{km/h}=33.3\text{m/s}$

Tvm (Tiempo de vaciado del vagón): Se considera un tiempo de 0.3 minutos para el vaciado.

Tvm (Tiempo de acarreo con el vagón vacío): 3.95min

Tramo 6 (0+158.84-0+161.24)

Se obtiene un turno de 2 horas 43 min, por lo cual se realizará dos turnos al día.

$$T_{\text{Turno}} = T_P + T_{CSE} + T_V + T_S + T_{CT}$$

$$T_{\text{Turno}} = 0.6 + 0.6 + 0.75 + 0.33 + 0.43 = 2.71 = 2 \text{ horas } 43 \text{ min}$$

Es así que se obtiene lo siguiente:

$$T_{\text{ampliación}} = \frac{2.40\text{m}}{1.20 \text{ m/turno} * 2 \text{ turno/día}} = 1 \text{ días, pudiendo ser realizada en } 0.5 \text{ día}$$

- ***Perforación:*** $T_P = 3\text{min} * 12 = 36 \text{ min} = 0.6 \text{ hora}$
- ***Carguío se Sustancia explosiva:*** $T_{CSE} = 3\text{min} * 12 = 36 \text{ min} = 0.6 \text{ hora}$
- ***Ventilación:*** $T_V = 45 \text{ min} = 0.75 \text{ hora}$
- ***Saneamiento:*** Se considera un tiempo de $T_S = 20 \text{ min} = 0.33 \text{ hora}$
- ***Carga y Transporte***

$$T_{CT} = 8 + 5.11 + 0.3 + 4.11 = 5.11\text{min}$$

NOTA: Son un total de 5 vagonetas, siendo así:

$$T_{CT\text{Total}} = 5.11 * 5 = 25.55 = 0.43\text{Horas}$$

Tcv (Tiempo carguío del vagón): Se considera un tiempo promedio de 8 minutos para el carguío del material.

Tvl (Tiempo acarreo vagón lleno):

$$T_{Vl} = \frac{L}{v} = \frac{170.04}{33.3\text{m/s}} = 5.11\text{min}$$

L(Longitud promedio del tramo): $L = 10 + 27.50 + 86.12 + 11,02 + 26.85 + 7.80 + 1.20 = 170.04\text{m}$

v(Velocidad): Se considera una velocidad de $3\text{km/h}=33.3\text{m/s}$

T_{vm} (Tiempo de vaciado del vagón): Se considera un tiempo de 0.3 minutos para el vaciado.

T_{vm} (Tiempo de acarreo con el vagón vacío): 4.11min

Tramo 7 (0+161.24-0+170.40):

Se obtiene un turno de 6 horas 3 min, por lo cual se realizará dos turnos al día.

$$T_{\text{Turno}} = T_P + T_{CSE} + T_V + T_S + T_{CT}$$

$$T_{\text{Turno}} = 1 + 1 + 0.75 + 0.33 + 2.97 = 6.05 \text{ Horas} = 6 \text{ horas } 3 \text{ min}$$

Es así que se obtiene lo siguiente:

$$T_{\text{ampliación}} = \frac{9.16}{1.52 \text{ m/turno} * 2 \text{ turno/día}} = 3 \text{ días}$$

- **Perforación:** $T_P = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Carguío se Sustancia explosiva:** $T_{CSE} = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Ventilación:** $T_V = 45 \text{ min} = 0.75 \text{ hora}$
- **Saneamiento:** Se considera un tiempo de $T_S = 20 \text{ min} = 0.33 \text{ hora}$
- **Carga y Transporte**

$$T_{CT} = 8 + 5.27 + 0.3 + 4.27 = 17.84 \text{ min}$$

NOTA: Son un total de 10 vagonetas, siendo así:

$$T_{CT\text{Total}} = 17.84 * 10 = 178.4 = 2.97 \text{ Horas} = 2 \text{ Horas } 59 \text{ min}$$

T_{cv} (Tiempo carguío del vagón): Se considera un tiempo promedio de 8 minutos para el carguío del material.

T_{vl} (Tiempo acarreo vagón lleno):

$$T_{vl} = \frac{L}{v} = \frac{175.82}{33.3 \text{ m/s}} = 5.27 \text{ min}$$

$$L(\text{Longitud promedio del tramo}): L = 10 + 27.50 + 86.12 + 11.02 + 26.85 + 7.80 + 2.40 + 4.58 = 175.82 \text{ m}$$

$$v(\text{Velocidad}): \text{Se considera una velocidad de } 3 \text{ km/h} = 33.3 \text{ m/s}$$

T_{vm} (Tiempo de vaciado del vagón): Se considera un tiempo de 0.3 minutos para el vaciado.

T_{vm} (Tiempo de acarreo con el vagón vacío): 4.27min

Tramo 8 (0+170.40-0+200.40):

Se obtiene un turno de 5 horas 56 min, por lo cual se realizará dos turnos al día.

$$T_{\text{Turno}} = T_P + T_{CSE} + T_V + T_S + T_{CT}$$

$$T_{\text{Turno}} = 1 + 1 + 0.75 + 0.33 + 2.85 = 5.93 \text{ Horas} = 5 \text{ horas } 56 \text{ min}$$

Es así que se obtiene lo siguiente:

$$T_{\text{ampliación}} = \frac{30}{1.52 \text{ m/turno} * 2 \text{ turno/día}} = 10 \text{ días}$$

- **Perforación:** $T_P = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Carguío se Sustancia explosiva:** $T_{CSE} = 3 \text{ min} * 20 = 60 \text{ min} = 1 \text{ hora}$
- **Ventilación:** $T_V = 45 \text{ min} = 0.75 \text{ hora}$
- **Saneamiento:** Se considera un tiempo de $T_S = 20 \text{ min} = 0.33 \text{ hora}$
- **Carga y Transporte**

$$T_{CT} = 8 + 5.87 + 0.3 + 4.87 = 19.04 \text{ min}$$

NOTA: Son un total de 9 vagonetas, siendo así:

$$T_{CTTotal} = 19.04 * 9 = 171.36 = 2.85 \text{ Horas} = 2 \text{ Horas } 51 \text{ min}$$

Tcv (Tiempo carguío del vagón): Se considera un tiempo promedio de 8 minutos para el carguío del material.

Tvl (Tiempo acarreo vagón lleno):

$$T_{vl} = \frac{L}{v} = \frac{195.4}{33.3 \text{ m/s}} = 5.87 \text{ min}$$

L(Longitud promedio del tramo): $L = 10 + 27.50 + 86.12 + 11,02 + 26.85 + 7.80 + 2.40 + 4.16 + 15 = 195.40 \text{ m}$

v(Velocidad): Se considera una velocidad de $3 \text{ km/h} = 33.3 \text{ m/s}$

Tvm (Tiempo de vaciado del vagón): Se considera un tiempo de 0.3 minutos para el vaciado.

Tvm (Tiempo de acarreo con el vagón vacío): 4.87 min

6.3.4.6. Alumbrado: Con el fin de optimizar la productividad de trabajo y la seguridad industrial para el personal, se instalará una línea de energía de 220 V con su respectiva caja de controles, como fuente de iluminación fija se colocará 15 luminarias a lo largo de la galería separadas a 13 m, además se contará con fuente de iluminación móvil para lo cual se dotará al personal de lámpara frontales de batería recargable.

Los cálculos para determinar las luminarias se detallan a continuación:

Coficiente de reflexión: De acuerdo a los valores tabulados para las diferentes superficies en la Tabla 15 se tomó:

0.5 para el techo

0.3 para las paredes

0.3 para el piso.

Factor de utilización (Cu): A partir de la Figura 10 se determinó un factor de utilización de **0.42**; obtenido en función del coeficiente de reflexión previamente determinado y el índice local K:

$$K = \frac{a * b}{h(a + b)} = K = \frac{2.40m * 200.40m}{2.90m(2.40m + 200.40m)} = 0.80$$

Donde:

a: Ancho: 2.40m

b: Longitud: 200.40m

h: altura: 2.90m

Coefficiente de mantenimiento (Cm): En función al grado de suciedad del ambiente en el que se encuentre trabajando la lámpara, se estableció 0.6 para ambientes sucios.

Flujo luminoso total necesario.

Para lo que se aplicó la siguiente fórmula:

$$\phi T = \frac{Em * S}{Cu * Cm} = \frac{10 * 480.96}{0.42 * 0.6} = 19085.71Lm$$

Donde:

Em: Iluminancia deseada: 10 Lux

S: Superficie: 200.40*2.40=480.96m²

Cu: Coeficiente de utilización: 0.42.

Cm: Coeficiente de mantenimiento: 0.6

Número de luminarias.

$$N = \frac{\phi T}{n * \phi L} = \frac{19085.71Lm}{1 * 1300Lm} = 14.6 = 15$$

Donde:

ΦT: flujo luminoso total.

n = número de lámparas por luminaria: 1 bombilla Led de 12 W.

ΦL: flujo luminoso de una lámpara: 1300 Lm

Ubicación de luminarias:

- **Distancia máxima entre luminarias.**

$$e = \frac{b}{N} = \frac{200.40m}{15} = 13.36m = 13m$$

- **Altura de las luminarias y el techo**

$$h = HT - Hs = 2.90 - 2.90 = 0m$$

Donde:

HT: Altura total: 2.90m

Hs: altura del plano de trabajo al suelo:2.90m

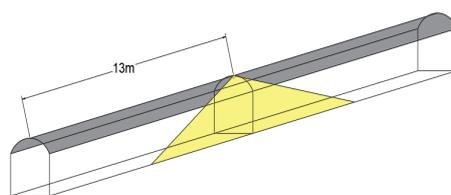


Figura 59: Distribución de la luminaria.

6.3.4.7. Desagüe: Una vez realizado el recorrido por la labor, se determinó que no existe presencia de agua debido a fracturas, sin embargo, se evidencia caudal de 0.0115L/seg debido a las actividades de perforación y voladura. Así mismo en base al recorrido en superficie se estableció que no existen efluentes de agua cercanos a la galería.

A efecto de proporcionar un adecuado drenaje para labores futuras aprovechando la pendiente de 1.74% que posee la galería, se diseñó una cuneta de 20 cm de ancho y 25 cm de profundidad. La Figura 60, muestra el diseño de la cuneta.

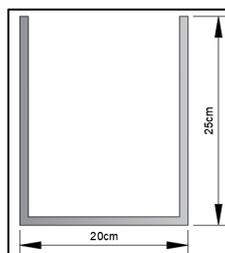


Figura 60. Diseño de la cuneta.

6.3.4.8. Fortificación:

El sostenimiento en función a lo establecido por Bieniawski y Bartón se detalla a continuación:

Según Bieniawski: La fortificación a emplearse consistirá en marcos de acero, malla electrosoldada, pernos de anclaje y hormigón lanzado, en donde se requiera.

En el macizo de Clase V (Estación 1, Abscisa 0+000.00-0+027.05) deberá realizarse un sostenimiento combinado, es decir: empernado sistemático de 3 m de largo, espaciado a 1,5 m en la clave y en las paredes con malla electrosoldada de 5.5 mm de diámetro y de 10*10 cm.; el traslape será de menos de 10 cm y se acomodará en lo posible a la superficie excavada, así mismo se colocará hormigón lanzado de 150 mm en el techo y 100 mm en las paredes, juntamente con marcos medianos espaciados a 0.75m.

En el caso de los macizos de Clase II (Abscisa 0+27.05-0+200.40), se requieren pernos de 1.60 m en los hastiales y pernos locales en el techo de 2 m de largo espaciados a 2.5 m, teniendo avances de 1 a 1.5 m a sección completa; en las zonas de fallamiento y fracturamiento se plasmará inyecciones de hormigón de 50 mm y malla electrosoldada sujeta por pernos de 2m.

Según Barton: El sostenimiento a emplearse según Barton se encuentra en función a la dimensión equivalente, que se define entre la relación del ESR (relación de sostenimiento de la excavación) cuyo valor es 2 para labores permanentes y el alto de la galería de 2.9m.

Es así que para macizos de calidad extremadamente mala (Estación 1, Abscisa 0+000.00-0+027.05) es necesario el revestimiento con hormigón armado de 15 cm, con mallazo de barras finas unidas mediante electrosoldadura, otorgándole mayor resistencia tensional y control de agrietamiento al hormigón, además será necesario construir una losa de 1.5 m hacia la superficie para evitar que el material meteorizado se desprenda y obstaculice la entrada a la labor.

Para los macizos de calidad muy buena ubicados en la Estación 2 (0+27.05-0+35.46) y 4 (0+37-0+66.75), no requiere sostenimiento, a excepción de la abscisa 0+058.20 en donde se localiza una zona de fallamiento representativa, para lo cual se empleará hormigón lanzado con fibra reforzada de 50 mm y anclaje con pernos de 2m, finalmente para macizos de calidad buena se recomienda un anclaje sistemático con pernos de 1.60 m separados a 0.5 m en zonas donde sea necesario como en el caso de la Estación 6, donde existe una zona de riesgo con posible formación de cuña en el techo.

6.3.4.9. Ubicación de servicios: El diseño de la galería de transporte se mantiene de 2.40m de ancho y 2.90m de alto, considerando el paso adecuado de la maquinaria, la fortificación tanto en hastiales como en techo (Abscisa 0+000.00-0+027.05), la cuneta de desagüe ubicada en el lado izquierdo de la galería, la tubería de inyección de agua situada en la parte superior la cuneta, junto al ducto de extracción de aire; en el lado derecho de la galería se encuentra el paso del personal, al igual que en la bóveda se localiza la tubería de aire comprimido. Para mayor seguridad y tomando en consideración la instalación de la luminaria se colocó la red eléctrica en la parte superior de la galería. Para mayor detalle ver el Anexo 10.

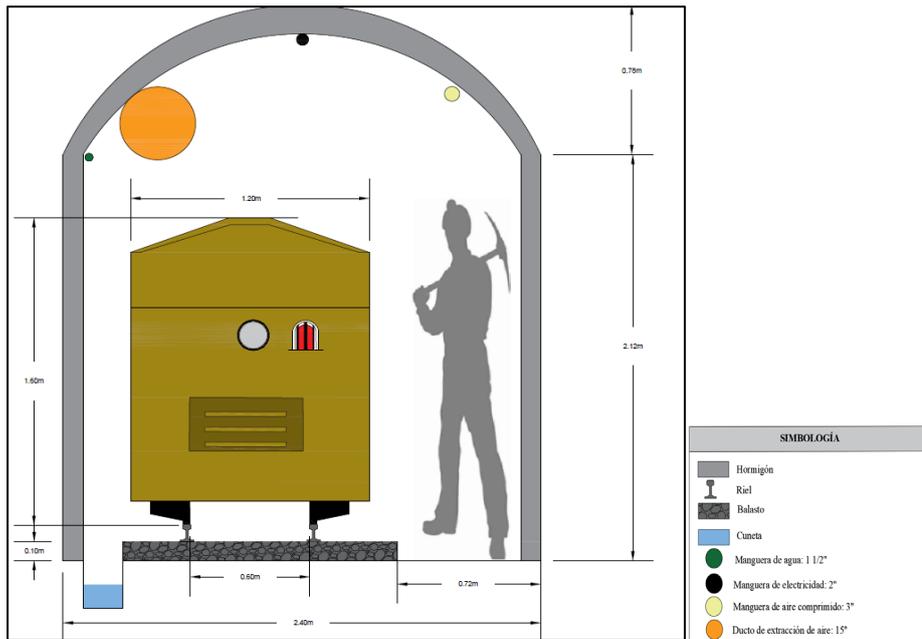


Figura 61. Diseño de la Galería Principal de Trasporte.

6.3.5. Costos de la ampliación.

El costo para la ampliación de la galería principal de exploración a una galería principal de transporte del Área Minera Nueva Esperanza, es de **84 656.16** dólares estadounidenses, dicho costo se divide en costos directos e indirectos.

6.3.5.1. Costos directos.

Se refiere insumos, maquinaria y talento humano, los costos se los ha dividido de acuerdo a las actividades, obteniendo un total de inversión de **84 031.08** dólares estadounidenses.

Perforación y voladura: Se incluye mano de obra e insumos.

Tabla 49. Costo perforación.

Perforación				
Mano de obra				
Descripción	Unidad	Cantidad	P. uni	P.total
Perforador	Unidad	1	\$ 25.00	\$ 25.00
Ayudante	Unidad	1	\$ 20.00	\$ 20.00
Insumos				
Broca	Unidad	1	\$ 20.00	\$ 20.00
Barreno L=1.60m	Unidad	1	\$ 117.00	\$ 117.00
Diesel	Galon	4	\$ 1.75	\$ 7.00
Aire comprimido	Kwh	86.52	\$ 0.91	\$ 78.73
Dinamita	Unidad	20	\$ 1.30	\$ 26.00
Nitrato	Kg	9	\$ 0.90	\$ 8.10
Fulminante	Unidad	20	\$ 0.38	\$ 7.60
Mecha lenta	m	36	\$ 0.80	\$ 28.80
Costo total				\$ 338.23

Considerando los 58 días de trabajo y 2 turnos día **39 234.68 USD**, durante los 2 meses y 10 días.

Ventilación: se considera el consumo energético e insumos, obteniendo un monto de **515.28 USD**.

– *Consumo de energía*

$$\beta = P * t * d = 15 * 0.75 * 121 = 1\,361.25 \text{kw/h}$$

– *Costo de consumo*

$$\beta \text{USD} = 1361.25 \text{kw/h} * 0.083 = 112.98 \text{ USD pos los 5 meses}$$

Tabla 50. Costo de insumos para la ventilación.

Insumos para la ventilación					
Descripción	Cantidad	Unidad	P. Unitario		P. Total
Ducto de ventilación(20m)	200.40	m	2	\$	400.80
Cremallera	3	m	0.50	\$	1.50
Costo total			\$ 402.30		

– *Consumo total de ventilación*

$$CI = 112.98 + 402.30 = 515.28 \text{USD}$$

Saneamiento, carga y Transporte: se incluye mano de obra e insumos, con un monto de **14 899.80 USD**.

Tabla 51. Costo de saneo, carga y transporte

Saneo					
Insumos					
Barretilla L:1.60m	Unidad	1	\$	100.00	\$ 100.00
Barretilla L=1.80m	Unidad	1	\$	120.00	\$ 120.00
Subtotal					\$ 220.00
Carga y acarreo					
Mano de obra					
Obreros	Unidad	4	\$	20.00	\$ 80.00
Considerando los 121 días:					\$ 9 680.00
Insumos					
Rieles(6m)	Uni	66	\$	38.00	\$ 2 508.00
Durmientes	Uni	255	\$	5.00	\$ 1 275.00
Eclisas	Uni	64	\$	8.90	\$ 569.60
Pernos	Uni	256	\$	1.60	\$ 409.60
Clavos	Uni	264	\$	0.90	\$ 237.60
Subtotal					\$ 4 999.80
Costo total					\$ 14 899.80

Iluminación: Se incluye los insumos y el consumo de energía, obteniendo un monto de **7 111.32 USD**.

– *Consumo de energía*

$$\beta = \frac{N * W * t * d}{1000} = \frac{15 * 12 * 6 * 121}{1000} = 80760.24 \text{kw/h}$$

– **Costo de consumo**

$$\beta_{USD} = \beta * \$ = \frac{80760.24kw}{h} * 0.083 = 6\,703.10 \text{ USD pos los 5 meses}$$

– **Consto de insumos**

Tabla 52. Costo de insumos para la iluminación.

Insumos para la iluminación				
Descripción	Cantidad	Unidad	P. Unitario	P. Total
Cable sólido #8	200.40	m	1.80	\$ 360.72
Focos led	15	Uni	1.75	\$ 26.25
Boquillas	15	Uni	1.25	\$ 18.75
Aislantes	5	Uni	0.50	\$ 2.50
Costo total				\$ 408.22

– **Consumo total de iluminación**

$$CI = 6\,703.10 + 408.22 = 7\,111.32 \text{ USD}$$

Fortificación: Se incluye el costo de insumos y mano de obra.

Tabla 53. Costo de fortificación.

Fortificación				
Mano de Obra				
Descripción	Cantidad	Unidad	P. Unitario	P. Total
Maestro de albañil	1	Uni	25	\$ 25.00
Obreros	3	Uni	20	\$ 60.00
Sub total				\$ 85.00
Considerando una jornada de 5 días				\$ 425.00
Insumos				
Malla				
Electrosoldada	2	Uni	40	\$ 80.00
D=5.5.mm. L=16m				
Hormigón	40	Saco	9	\$ 360.00
Arena	8	m ²	15	\$ 45.00
Pernos de anclaje				
L=1.60 mts D=25 mm	5	Uni	90	\$ 160.00
Pernos de anclaje				
L=2 mts D=25 mm	3	Uni	100	\$ 300.00
Sub total				\$ 1 945.00
Costo total				\$ 1370.00

Maquinaria: Se incluye la maquinaria empleada para las diferentes actividades.

Tabla 54. Costo de maquinaria.

Maquinaria				
Descripción	Cantidad	Unidad	P. Unitario	P. Total
Compresor	1	Uni	6 000	\$ 6 000.00
Perforadora	1	Uni	500	\$ 500.00
Ventilador	1	Uni	1600	\$ 1 600.00
Vagones	4	Uni	700	\$ 2 800.00
Mini excavadora	1	Uni	10 000	\$ 10 000.00
Costo total				\$ 20 900.00

6.3.5.2. Costos indirectos.

Se refiere a aquellos costos que no están directamente relacionados con la producción, sin embargo, se requieren, como los insumos para el personal, es decir los equipos de protección personal, obteniendo un monto de **625.08** dólares estadounidenses.

Tabla 55. Costos EPP

Equipo de protección personal				
Descripción	Cantidad	Unidad	P. Unitario	P. Total
Casco	6	Uni	\$ 8.00	\$48.00
Orejas	6	Uni	\$ 6.00	\$36.00
Tapones	6	Uni	\$ 1.37	\$8.22
Chaleco reflectivo	6	Uni	\$ 5.00	\$30.00
Botas de goma	6	Uni	\$ 13.83	\$82.98
Mascarillas 3m	6	Uni	\$ 27.00	\$162.00
Linternas	6	Uni	\$ 42.98	\$257.88
Costo total				\$ 625.08

Tabla 56. Costo total de la Ampliación.

Costos de la Ampliación		
<i>Costos directos</i>	Descripción	Monto
	Perforación y voladura	\$ 39 234.68
	Ventilación	\$ 515.28
	Saneamiento, carga y transporte	\$ 14 899.80
	Iluminación	\$ 7 111.32
	Fortificación	\$ 1 370.00
	Maquinaria	\$ 20 900.00
	Subtotal	\$ 84 031.08
<i>Costos Indirectos</i>	Descripción	Monto
	EPP	\$ 625.08
	Subtotal	\$ 625.08
Costo total		\$ 84 656.16

7. Discusión

En la parroquia La Canela no existen estudios preliminares acerca de las actividades mineras que se desarrollan en dicho sector, sin embargo, se ha visto concerniente discutir los resultados del presente trabajo con estudios que presenten condiciones similares.

De acuerdo al INEGI (2023), en los modelos digitales de elevación existen dos cualidades esenciales que son la exactitud y la resolución horizontal de representación en formato digital, siendo de gran importancia para el análisis y estudios en el campo de ciencias de la tierra, en particular, el estudio de la forma del terreno y los elementos presentes en el mismo, debido a su versatilidad y funcionalidad constituye un importante insumo para muchos usuarios como cartógrafos, geólogos, hidrólogos, ingenieros, militares y ahora en la actualidad para los sistemas de información geográfica (SIG). En virtud de la disponibilidad, versatilidad y precisión que presentan los Modelos de Elevación Digital se consideró su aplicación en el área de estudio permitiendo analizar la geomorfología del terreno, evidenciando que al tratarse de un área pequeña no existe mayor diferencia respecto a la realidad observada en campo, no obstante, existe un pequeño margen de error.

La geología se contrasta con aspectos tales como la geología regional, específicamente en el PDOT La Canela presentado por el GAD Parroquial La Canela (2020), detallando que el área de estudio se encuentra únicamente en el Batolito de Zamora, y en base a los recorridos realizados se identificó la presencia de formación El Batolito de Zamora, debido a que se han encontrado afloramientos de granodiorita, porfídico diorítico y microdiorita, los mismo que presentan minerales como: plagioclasas ricas en calcio, feldespatos potásicos, clorita, anfíboles y piroxenos; así mismo debido al nivel de detalle con el que se trabajó en la presente investigación se difiere en cuanto a lo representado en las Hojas Geológicas Las Aradas, Zumba y Nuevo Paraíso presentadas por el Instituto de Investigación Geológico y Energético (2017) respecto a la presencia de material coluvial en superficie, ya que en dichas hojas se presenta información más generalizada, por lo que no se hace mención sobre estos materiales.

Según lo señalado por Torrijo (2007) respecto a las clasificaciones geomecánicas el Rock Mass Rating de Bieniawski y el Índice Q de Barton son de gran interés porque incluyen un número suficiente de datos para evaluar de manera correcta todos los elementos que influyen en la estabilidad de una labor subterránea, siendo corroborado por Gonzales Vallejo donde Valencia (2020) menciona que las clasificaciones más empleadas para macizos rocosos son el RMR de Bieniawski y el Índice Q de Barton debido a la aplicabilidad que estos tienen en tuneles. Con base a lo obtenido en el levantamiento geomecánico de acuerdo a la clasificación

del macizo rocoso, al tratarse de macizos de calidad buena y muy buena se determinó que no se requiere la aplicación de sostenimiento, a excepción de zonas de fallamiento y fracturamiento en donde es necesario la aplicación de sostenimiento puntual

Según Piedra, I. (2015) el uso que se le va a dar a la galería, el transporte de maquinaria, el paso de servicios como: iluminación, ventilación y desagüe, además de la seguridad y comodidad del personal que laboran en dicha obra ingenieril son aspectos que influyen en la determinación de las dimensiones de la galería; debido que la sección actual se trata de una galería de exploración el dimensionamiento que posee no permite la mecanización de acuerdo al aumento del tonelaje de producción con base a las reservas, y teniendo en cuenta que la proyección del bloque se encuentra no solamente hacia superficie si no hacia profundidad por lo que las reservas podrían aumentar, en relación a lo antes mencionado se ha considerado oportuna el ampliar la sección actual a una sección de 2.40 m de ancho y 2.90 m de alto

Tal y como lo señala Mendieta (2023) en su estudio, un sistema de ventilación mixto, es decir, inyección de aire fresco y extracción del aire viciado, proporciona una calidad de aire favorable para la productividad y reducción del ciclo de franqueo, sin embargo, de acuerdo a lo observado en campo en donde la galería posee una longitud en la que no es necesario la inyección de aire, se consideró oportuna la aplicación de ventilación forzada aspirante para reducir el tiempo de ventilación.

Finalmente, la ampliación de la galería se justifica debido a que el titular minero ha mencionado su deseo para el cambio de régimen de minería artesanal a pequeña minería y la ampliación del área de concesión, en donde el tonelaje de producción aumentará significativamente, por lo que es necesario un transporte adecuado y seguro del material hacia superficie.

8. Conclusiones

✚ En cuanto a la geología superficial se presenta material coluvial y aluvial, así mismo la presencia de rocas plutónicas como: granodioritas, porfídico diorítico y microdioritas; logrando relacionarlo con lo observado interior mina en donde litológicamente la galería atraviesa a los tres tipos de rocas distribuidas a lo largo de la labor. El mapeo geológico estructural permitió definir una serie de vetas y vetillas, constituidas por cuarzo, oro, malaquita, piritita y calcopiritita diseminada.

✚ De la caracterización del macizo geomecánico según el RMR de Bieniawski se obtiene que el macizo sobre el cual se encuentra emplazado la labor corresponde a un macizo de mala calidad de Clase V y un macizo de calidad Buena de Clase II.

✚ Según el Índice de calidad Q de Barton el macizo presenta calidad extremadamente mala, buena y muy buena.

✚ Se concluye que la ampliación de la galería de 1.82 m^2 es a 6.34 m^2 de sección, con 2.40 m de ancho y 2.90 m de alto, en donde las zonas de ampliación se encuentran en función a las características que presenta la galería actual.

✚ La ampliación de la labor será realizada mediante arranque mecanizado en una longitud de 27.05m, y mediante perforación y voladura los 172.99 m restantes.

✚ Conforme a los cálculos realizados se obtiene una malla de perforación y voladura de 20 barrenos, cargados con dinamita (Emulnor 3000), nitrato, fulminante N° 8 y mecha lenta de 1.80 m de longitud, se realizará ventilación forzada aspirante mediante 1 ventilador axial junto con un ducto de 15", en cuanto al saneamiento se lo realizará con el uso de barretillas de 1.60 y 1.80 m de longitud formando 45° .

✚ El carguío del material en el caso del tramo 1 se lo realizará con la mini excavadora Modelo E17 y a partir del tramo 2 por medio de carguío manual con el uso de palas, para posterior ser transportado en vagones mineros Modelo U35 de $0,99 \text{ m}^3$.

✚ Referente a la fortificación se consideró lo establecido por Barton, siendo así que es necesario el revestimiento con hormigón armado de 15 cm, con mallazo de barras finas unidas mediante electrosoldadura, además será necesario construir una losa de 1.5 m hacia la superficie para evitar que el material meteorizado se desprenda y obstaculice la entrada a la labor, en las zonas de fallamiento se inyectará hormigón reforzado con fibras, junto con anclaje.

✚ El costo para la ampliación a una galería principal transporte del presente proyecto es de 84 656.16 dólares estadounidenses, mismo que incluye insumos, maquinaria y mano de obra.

9. Recomendaciones

✚ Se recomienda llevar un control permanente de la geomecánica y el comportamiento geológico de la labor.

✚ Para mantener la calidad del aire dentro de la labor se recomienda implementar el sistema de ventilación señalado, con el uso del ventilador para extracción de aire viciado ubicado en a 124.19 desde la Boca Mina y para posteriores actividades considerar el desarrollo de una chimenea.

✚ Debido al interés del tenor que presenta el cuerpo mineralizado se recomienda al titular minero ampliar el área de concesión.

✚ Para la etapa de producción se recomienda la implementación de un pulmón de aire debido a la pérdida de presión que pueda presentarse a medida que avanzan las actividades.

✚ A pesar de que no se encontraron vertientes de agua cercanos a la galería, se recomienda realizar estudios hidrogeológicos y geofísicos en la zona de estudio a fin de determinar el comportamiento de aguas subterráneas en el caso de presentarse.

✚ Cuando se inicie con la etapa de ampliación se recomienda realizar un estudio de la calidad del agua proveniente de las actividades que se realizan, a fin de evaluar las características principales y así determinar el tratamiento adecuado para corregir los contaminantes y alteraciones que se presenten.

✚ Para garantizar la seguridad y comodidad en las actividades que se realicen se recomienda instalar el sistema de iluminación propuesto en la presente investigación.

10. Bibliografía

- Adamuz, A. (2016, January 13). Los pobres del oro. *El País*.
- Alcántara García, D. A. (2014). *Topografía y sus aplicaciones* (J. Enrique Callejas & E. Delfin Ramírez, Eds.; Primera). <https://www.editorialpatria.com.mx/pdf/files/9789702409151.pdf>
- Alzamora Casilla, G. M. (2016). *Situación Actual de la Minería Subterránea en el Perú*.
- Beltrán Aguilar, J. (2022). La Minería Arrinconó a Zamora Chinchipe. *Rainforest Journalism Fund*.
- Bob Cat. (2023). *Mini Excavadoras*. <https://www.bobcat.com/eu/es/equipment/mini-excavators/1-2t-mini-excavators/e17>
- Borisov, S., Klovov, M., & Gornovoí, B. (1976). *Labores Mineras*. Editorial Mir.
- Carenas Fernández, M., Giner Robles, J., González Yélamos, J., & Pozo Rodríguez, M. (2014). *Geología*. <https://books.google.com.ec/books?id=g3a6AwAAQBAJ&printsec=frontcover#v=onepage&q&f=false>
- Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. https://www.academia.edu/39646854/PERFORACION_Y_VOLADURA_DE_ROCAS_EN_MINERIA_RECursos_MINERALES_Y_OBRAS_SUBTERRANEAS_LABORATORIO_DE_TECNOLOGIAS_MINERAS
- Castillo, P. (2019). *Propiedades Físicas de las Rocas*.
- Chamba Jaramillo, P. (2017). *Historia de la Minería en el Ecuador y su futuro*. <https://vsip.info/historia-de-la-mineria-en-el-ecuador-pdf-free.html>
- Compañía de Seguros S.A. (2017). *Guía de Seguridad para la Ventilación de Minas Subterráneas*.
- Delanoy, R. (2010). *Aspecto de Sismología Dominicana*. <https://books.google.com.ec/books?id=pMokstZ1tgAC&pg=PA25&dq=fallas+geologicas&hl=es&sa=X&ved=2ahUKEwujupzf2PL7AhXWTjABHXmBC3cQ6AF6BAgHEAI#v=onepage&q=fallas%20geologicas&f=false>
- Delgado Ruiz, L. (2016). *Clasificación De Macizos Rocosos*.
- Departamento de Seguridad Minera. Gobierno de Chile. (2010). *Guía metodológica para Sistemas de Fortificación y Acuñaadura*.
- Días Aguado, M. (2006). *Carga, Transporte y Extracción en Minería Subterránea* (SEPTM Ediciones).
- Duno, E., Guanipa, A., & Medina, O. (2009). *Macizo Rocosos y Roca Intacta*.
- GAD Parroquial La Canela. (2020). *PDOT-Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial de la parroquia La Canela*.
- García Martín, A. (2015). *Apuntes de la asignatura: AMPLIACIÓN DE TOPOGRAFÍA MINERA*. https://www.upct.es/~minaees/topografia_minera.pdf
- Gavilanes, H., & Andrade, B. (2004). *Introducción a la ingeniería de túneles*.
- Herrera Herbert, J. (2017). *Introducción a la minería. Conceptos, tecnologías y procesos.: Vol. Vol. I.*
- Herrera Herbert, J. (2019). *Introducción a la minería. Construcción de accesos: Vol. Vol. II.*
- Holmberg, R. (1982). *Rock Blasting and Explosives Engineering*.
- Induminer. (n.d.). *VENTILADORES* | Induminer. Retrieved December 11, 2022, from <https://www.induminer.com/ventiladores>
- INEGI. (2023). *Modelos digitales de elevación*. <https://www.inegi.org.mx/contenidos/temas/mapas/relieve/continental/metadatos/mde.pdf>
- Instituto de Investigación Geológico y Energético. (2017a). *Hoja Geológica: Las Aradas*.
- Instituto de Investigación Geológico y Energético. (2017b). *Hoja Geológica: Nuevo Paraíso*.
- Instituto de Investigación Geológico y Energético. (2017c). *Hoja Geológica: Zumba*.

- Iriondo, M. (2007). *Introducción a la Geología* (Tercera).
https://books.google.com.ec/books?id=4i1_97TIIyoC&pg=PA57&dq=GEOLOG#v=onepage&q&f=false
- López Jiménez, R. (2018). *Fracturamiento*.
- Lopez Jimeno, E., Lopez Jimeno, C., & García Bermúdez, P. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*.
- Luque Luque, E. (n.d.). *Perforación y Voladura*. Retrieved December 13, 2022, from
https://www.academia.edu/36272806/PERFORACION%3%93N_Y_VOLADURA
- Martínez, R., Mora, D., & del Río, G. (2021). *Drenaje en Minería Subterránea*.
- Mendieta Cueva, D. (2023). *Diseño de la galería principal de transporte de la mina Piedras Verdes, área minera Piedras Verdes 35 código 30000498, cantón Atahualpa, provincia de El Oro*.
 Universidad Nacional de Loja.
- Oxford University Press. (2000). *Diccionario de Ciencias de la Tierra* (Primera).
<https://books.google.com.ec/books?id=1XKXQqUGDnoC&pg=PA232&dq=diaclasas&hl=es&s a=X&ved=2ahUKEwjedTa4vL7AhXzsDEKHUKRAI0Q6AF6BAgIEAI#v=onepage&q=diaclasas&f=false>
- Pellant, C. (n.d.). *Rocas y Minerales*.
- Piedra, I. (2015). *DISEÑO DE LA GALERÍA PRINCIPAL DE TRANSPORTE PARA LA EXTRACCIÓN DEL MINERAL DE LA VETA BARBASCO DEL CONDOMINIO MINERO BARBASCO UNIFICADO DEL CANTÓN PORTOVELO, PROVINCIA DE EL ORO*.
 Universidad Nacional de Loja.
- Piedra Vega, E. (2015). *Diseño de la Galería de Transporte para la extracción del mineral de la Veta Barbasco del condominio minero Barbasco Unificado del cantón Portovelo, provincia de El Oro*.
- Portal Minero S.A. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia*. Servicios de Impresión Laser S.A.
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Mecánica de Roca: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*.
- REGLAMENTO DE SEGURIDAD MINERA*. (2004).
- Salazar López, B. (2019). *Método de lúmenes*.
- SERMINSA. (2021). *Vagones*. <https://www.serminsa.com/vagones>
- Silva Palmay, N. Á. (2020). *Guía Básica Descriptiva de las Labores Mineras Subterráneas*.
- SumaCorporate. (2022). *Especificaciones técnicas máquina perforadora YT27*.
<https://sumacorporate.com.co/producto/yt27/>
- Tarbut, E., & Lutgens, F. (2005). *Ciencias de la Tierra. Una introducción a la geología física*. (Octava). Pearson Educación S.A. <http://www.xeologosdelmundu.org/wp-content/uploads/2016/03/TARBUCK-y-LUTGENS-Ciencias-de-la-Tierra-8va-ed.-1.pdf>
- Torres Blanco, R., & Sargentón Romero, G. (2009). *Construcciones de excavaciones horizontales*. Editorial Félix Varela.
- Valderrama Guillen, J., Santivañez Soto, M., Sánchez Córdova, J., Veliz Camarena, G., & Urbano Herrera, J. (2020). *Ventilación y Alumbrado en Minería*.
- Valencia, T. (2020). *Estudio geológico- geotécnico del túnel ubicado en la autopista Manuelita Sáenz, cantón Quito, parroquia Zámbriza*. [Universidad Central del Ecuador].
<http://www.dspace.uce.edu.ec/bitstream/25000/21465/3/T-UCE-0012-FIG-218.pdf>
- Valenzuela, C. (n.d.). *Minería Subterránea*.

11. Anexos

Anexo 1. Levantamiento interior mina

Anexo 2. Geología superficial.

Anexo 3. Levantamiento geológico estructural.

Anexo 4. Clasificación del macizo rocoso.

Anexo 5. Levantamiento del campamento minero.

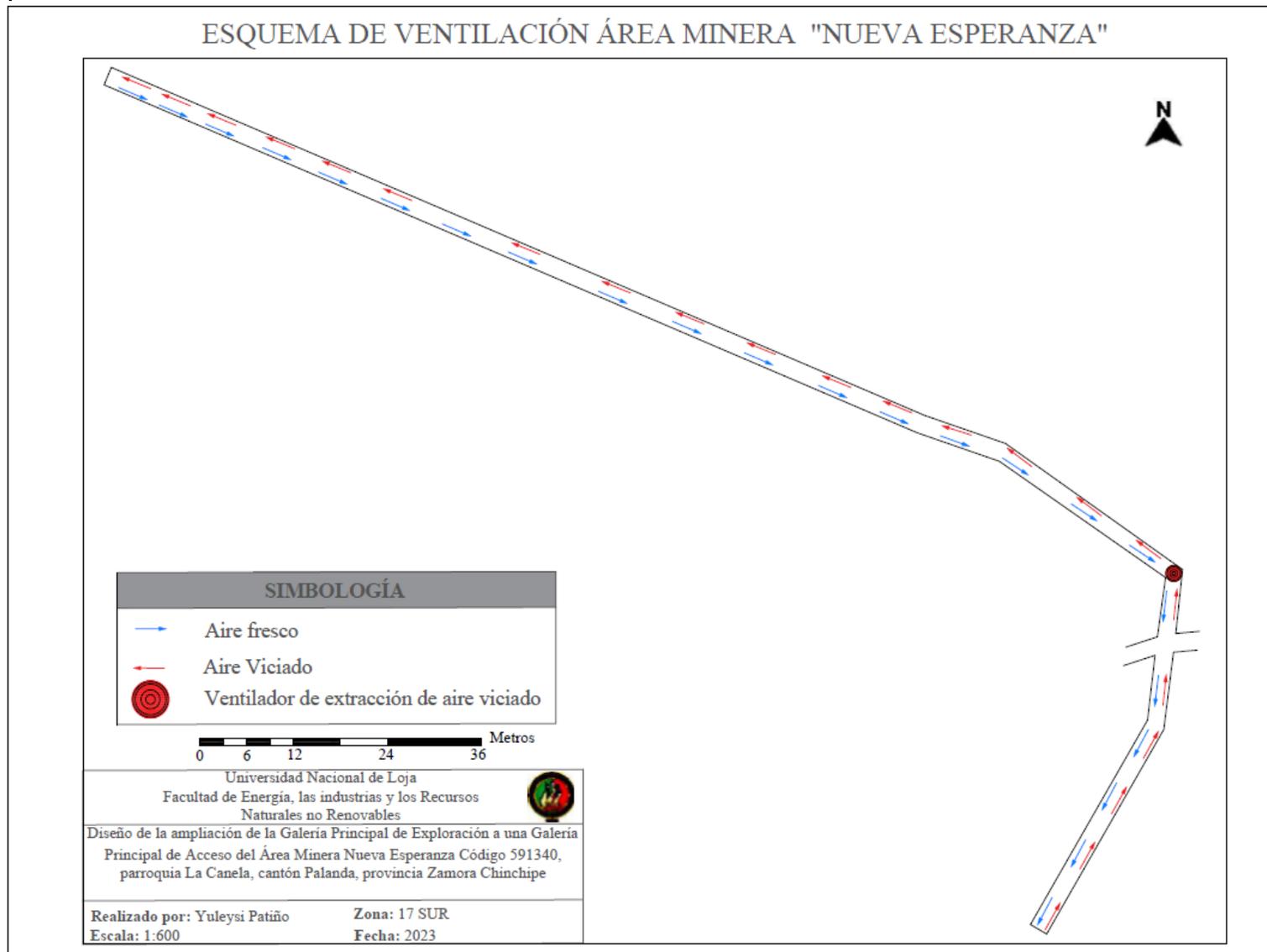
Anexo 6. Pasaporte de perforación y voladura actual.

Anexo 7. Análisis mineralógico.

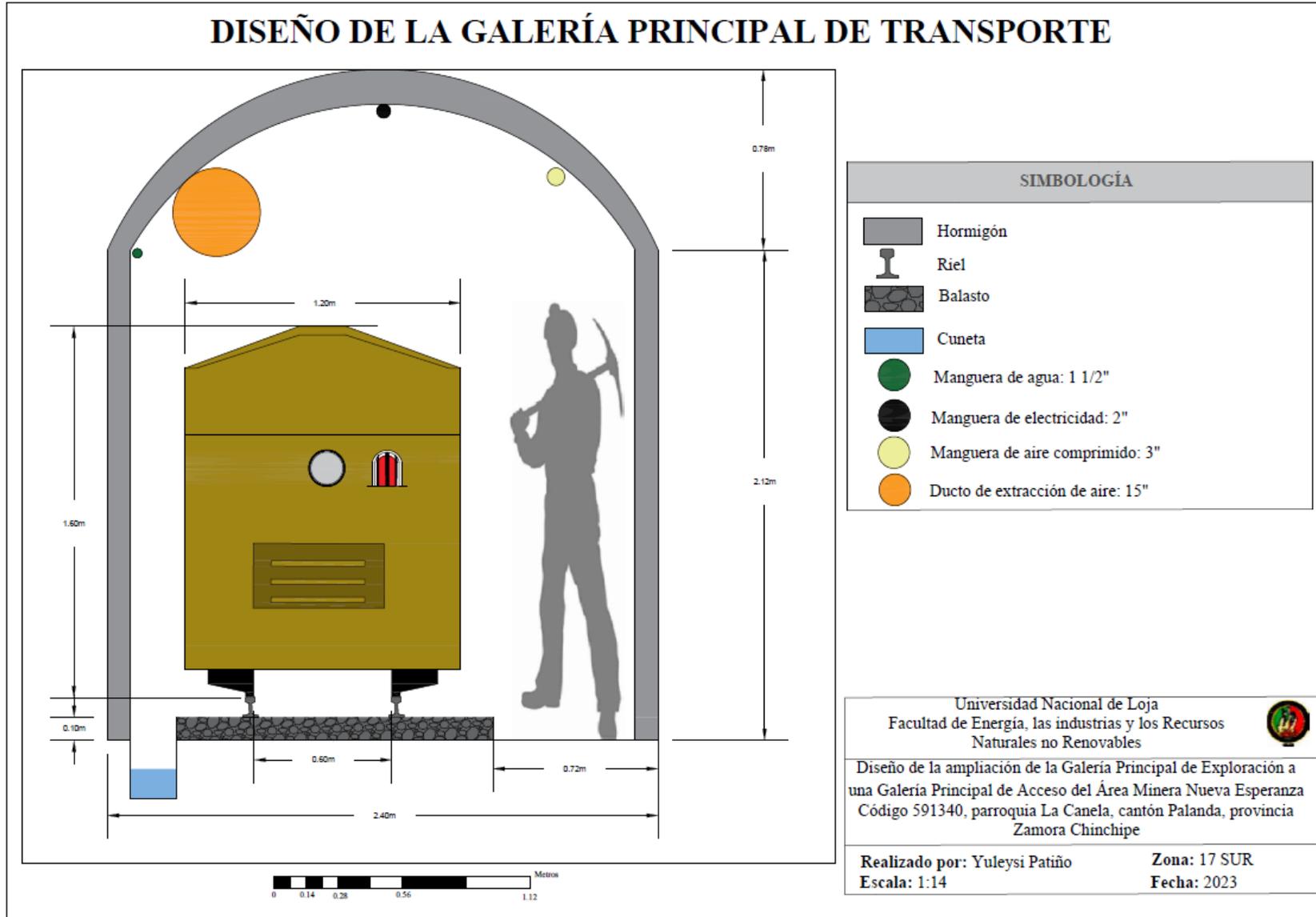
Anexo 8. Pasaporte de perforación y voladura para la ampliación.

(Ubicados en en el CD-R Nro. 1)

Anexo 9. Esquema de ventilación.



Anexo 10. Diseño de Galería Principal de Transporte



Anexo 11. Parámetros de clasificación RMR

PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN								
1	Resistencia de la Matriz Rocosa	Ensayo de Carga Puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (MPa)	
		Compresión Simple (MPa)	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5 - 1
	<i>Puntuación</i>		15	12	7	4	2	1
2	RQD		100-90%	90-75%	75-50%	50-25%	<25%	
	<i>Puntuación</i>		20	17	13	6	3	
3	Separación entre diaclasas		> 2m	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	< 0.06m.	
	<i>Puntuación</i>		20	15	10	8	5	
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	
		<i>Puntuación</i>	6	4	2	1	0	
		Abertura	Nada	<0.1mm	0.1-1mm	1-5mm	>5mm	
		<i>Puntuación</i>	6	5	3	1	0	
		Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave	
		<i>Puntuación</i>	6	5	3	1	0	
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Rellenos suave <5mm	Relleno suave >5mm	
		<i>Puntuación</i>	6	4	2	2	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	
		<i>Puntuación</i>	15	10	7	4	0	
ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES EN EL TÚNEL								
Dirección Perpendicular al eje del túnel				Dirección Paralela al eje del túnel		Buzamiento 0°- 20° Cualquier dirección		
Excavación a favor del Buzamiento		Excavación en contra del buzamiento						
Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°			
Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable		
CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES								
Dirección y Buzamiento		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable		
<i>Puntuación</i>	Túnel	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60		
CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN EL RMR								
Valoración del RMR	100-81		80-61	60-41	40-21	<20		
Clase	I		II	III	IV	V		
Calidad	Muy Buena		Buena	Media	Mala	Muy Mala		
Cohesión	> 4 Kp/cm ²		3 - 4 Kp/cm ²	2 - 3 Kp/cm ²	1 - 2 Kp/cm ²	< 1 Kp/cm ²		
Ángulo de rozamiento	> 45°		35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°		
Tiempo de Autosoporte y Longitud sin sostener	10 años		6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos		
	15m		8m	5m	2.5m	1m		

Nota: Tomado de Bieniawski, (1989)

Anexo 12. Certificación de traducción de resumen

Loja, 16 de agosto de 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 ampliación de la Galería Principal de Exploración a una Galería Principal de Acceso del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340, parroquia La Canela, cantón Palanda, provincia de Zamora Chinchipe”, elaborado por la Srta. Yuleysi Karina Patiño Rivera con cédula de ciudadanía número 1105092199, 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:

A handwritten signature in blue ink, appearing to be 'Dayana Micaela Ochoa Guailas', written in a cursive style.

Lcda. Dayana Micaela Ochoa Guailas

C.I.: 1900842145