



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 del Acceso Principal a las Labores de Exploración y Explotación
Presentes en la Mina “El Faique” código:485, Sector Laguar, Cantón
Macará, Provincia de Loja.

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

AUTOR:

Félix Alejandro Valle Maza

DIRECTOR:

Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez Mg.Sc.

LOJA-ECUADOR

2024

Certificación



UNL

Universidad
Nacional
de Loja

Sistema de Información Académico
Administrativo y Financiero - SIAAF

CERTIFICADO DE CULMINACIÓN Y APROBACIÓN DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

Yo, **RENGEL JIMENEZ FERNANDO JAVIER**, director del Trabajo de Integración Curricular denominado **DISEÑO DEL ACCESO PRINCIPAL A LAS LABORES DE EXPLORACIÓN Y EXPLOTACIÓN PRESENTES EN LA MINA "E FAIQUE" CODIGO:485, SECTOR LAGUAR, CANTÓN MACARÁ, PROVINCIA DE LOJA**", perteneciente al estudiante **FELIX ALEJANDRO VALLE MAZA**, con cédula de identidad N° **1105522062**.

Certifico:

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

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

Loja, 29 de Julio de 2024



FERNANDO JAVIER
RENGEL JIMENEZ

F)

DIRECTOR DE TRABAJO DE INTEGRACIÓN
CURRICULAR



Certificado TIC/TT.: UNL-2024-001407

Autoría

Yo, **Félix Alejandro Valle Maza**, declaro ser autor 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:

A handwritten signature in blue ink, appearing to read 'Félix Valle', with a stylized, scribbled flourish extending to the left.

Cedula de identidad: 1105522062

Fecha: 1 de agosto del 2024

Correo electrónico: felix.valle@unl.edu.ec

Teléfono: + 593 961618330

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

Yo, **Félix Alejandro Valle Maza**, declaro ser autor del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño del Acceso Principal a las Labores de Exploración y Explotación Presentes en la Mina “El Faique” código:485, Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja**, como requisito para optar por el título de **Ingeniero 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 informáticas del país y del exterior con las cuales tenga convenio la Universidad.

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

Para constancia de esta autorización, en la ciudad de Loja, al primer día del mes de agosto del dos mil veinticuatro.



Firma:

Cedula de identidad: 1105522062

Dirección: Loja

Correo electrónico: felix.valle@unl.edu.ec

Teléfono: + 593 961618330

Datos complementarios:

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

Dedicatoria

El presente trabajo le dedico a mis amados padres Félix Valle y Yenid Maza, quienes han sido siempre el apoyo incondicional en mi vida para continuar preparándome y ser mejor cada día, con sus oraciones y palabras alentadoras me han enseñado que con amor, esfuerzo y dedicación puedo llegar muy lejos, para cumplir con mis sueños que cuando era niño les conté, así mismo por ser partícipes de este arduo camino ya que con sus consejos me forjaron hacer una persona fuerte y capaz de conseguir lo que me proponga, con la bendición de Dios nunca me dejaron solo.

A mis tres hermanos Verenisse, Mariuxi y Eduardo por ese apoyo moral, y las palabras de aliento que me brindaron para seguir adelante con mis estudios. A mis tres sobrinos Lesly, Erick y Thiago por ser mi motivación constante.

A mis queridos abuelitos Isauro y Máximo; de manera especial a mis dos abuelitas Luisa (+) y Ricardiana (+) quienes son mis dos angelitos que desde el cielo me envían su protección y bendición. Abuelita Ricardina (+), sé que estás orgullosa de tu nieto, pues antes de tu partida te prometí que alcanzaría este anhelado sueño; el amor que me diste ha inspirado a seguir adelante gracias por ser mi angelito guardián, este logro es tanto tuyo como mío.

Finalmente, a todos mis amigos quienes han sido compañeros leales a lo largo de toda mi formación académica.

Félix Alejandro Valle Maza

Agradecimiento

Agradezco a Dios y la Virgen, por haberme dado la sabiduría e inteligencia para culminar de mejor manera mi carrera universitaria.

Mi eterno agradecimiento a la Universidad Nacional de Loja, especialmente a la Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables, así como a la carrera de Ingeniería en Minas, por haberme dado la oportunidad de formarme como profesional.

A mi director y guía Ing. Fernando Rengel, le agradezco por su paciencia y tolerancia, quien con su experiencia supo guiarme de la mejor manera, por brindarme su tiempo y esfuerzo. Mi gratitud eterna.

A toda la planta docente de la carrera de Ingeniería en Minas, quienes me brindaron todo su conocimiento y experiencia desde que empecé mis estudios hasta la culminación de los mismos.

Y, por último, expreso mi más sincero agradecimiento al Sr. Eduardo Espinoza por brindarme la oportunidad de llevar a cabo mi trabajo de investigación en su prestigiosa empresa Mina “El Faique”, su colaboración fue fundamental para culminar este trabajo de investigación.

Félix Alejandro Valle Maza

Índice de contenidos

Portada	i
Certificación	ii
Autoría	iii
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de contenidos	vii
Índice de tablas.....	xi
Índice de figuras.....	xiv
Índice de anexos.....	xvii
1. Título	1
2. Resumen	2
Abstract	3
3. Introducción	4
4. Marco Teórico	6
4.1. Topografía.....	6
4.1.1. Topografía Subterránea	6
4.2. Geología.....	6
4.2.1. Clasificación de las Rocas.....	6
4.3. Geología Estructural	6
4.3.1. Estructuras Geológicas.....	7
4.3.2. Elementos de Yacencia	7
4.3.3. Deformación.....	7
4.3.4. Esfuerzos	8
4.4. Propiedades Físico Mecánicas de las rocas	8
4.4.1. Propiedades Físicas	8

4.4.2. Propiedades Mecánicas	8
4.5. Geomecánica.....	9
4.5.1. Matriz Rocosa	9
4.5.2. Macizo Rocoso.....	9
4.5.3. Grado de Meteorización.....	9
4.5.4. Discontinuidades	10
4.5.5. Clasificación Geomecánica	10
4.6. Minería.....	11
4.6.1. Minería Subterránea	12
4.6.2. Labores Subterráneas	12
4.6.3. Labores de acceso.....	12
4.6.4. Labores de Preparación	12
4.7. Ciclograma de Trabajo.....	13
4.7.1. Perforación	13
4.7.2. Voladura	13
4.7.3. Ventilación	15
4.7.4. Saneamiento	15
4.7.5. Carguío.....	15
4.7.6. Transporte.....	16
4.7.7. Fortificación	16
4.8. Planificación	16
5. Metodología	17
5.1. Materiales.....	17
5.2. Área de estudio	17
5.2.1. Ubicación	17

5.2.2. Acceso	18
5.2.3. Geología Regional.....	19
5.3. Metodología General.....	21
5.3.1. Metodología para el Primer Objetivo. Caracterizar la geología y propiedades geomecánicas del macizo rocoso	22
5.3.2. Metodología para el Segundo Objetivo: Analizar la alternativa de acceso en base a las características morfológicas y geomecánicas.	32
5.3.3. Metodología para el Tercero Objetivo: Planificar la labor de acceso	35
6. Resultados.....	51
6.1. Resultados del primer objetivo: Caracterización geológica y propiedades geomecánicas.	51
6.1.1. Topografía superficial.	51
6.1.2. Topografía subterránea.....	52
6.1.3. Geología	54
6.1.4. Propiedades Físico-Mecánicas	63
6.2. Resultados del segundo objetivo: Análisis de las alternativas de acceso.	71
6.2.1. Proyección de veta	71
6.2.2. Análisis Morfológico.....	77
6.2.3. Análisis Geomecánico.....	78
6.2.4. Determinación del acceso.....	79
6.3. Resultados del tercer objetivo: Planificar el proceso constructivo de la labor de acceso.....	83
6.3.1. Sección del plano inclinado.....	83
6.3.2. Diseño de la sección luz.....	84
6.3.3. Ciclo de Trabajo.....	88
6.3.4. Planificación del proceso constructivo.....	136

6.3.5. Análisis económico del plano inclinado.....	146
7. Discusión	157
8. Conclusiones	160
9. Recomendación	162
10. Bibliografía	163
11. Anexos	168

Índice de tablas:

Tabla 1. Materiales, equipos y software.	17
Tabla 2. Coordenadas de la concesión minera	18
Tabla 3. Puntos de control topográficos.....	22
Tabla 4. Clasificación geomecánica.....	32
Tabla 5. Coordenadas de los posibles accesos.	33
Tabla 6. Elección de forma de la galería.	35
Tabla 7. Consideraciones generales para la voladura.....	37
Tabla 8. Ecuaciones para el cálculo del cuele.	39
Tabla 9. Ecuaciones para el cálculo de las ayudas.	40
Tabla 10. Constantes y valores de fijación.....	40
Tabla 11. Ecuaciones para el cálculo de los contornos.	41
Tabla 12. Ecuaciones para el cálculo de cargas	42
Tabla 13. Flujo de aire requerido por persona.....	43
Tabla 14. Elección del factor de seguridad para el cable.	44
Tabla 15. Elección de los diámetro del tambor.	45
Tabla 16. Relación entre el diámetro del cable y polea.....	46
Tabla 17. Coeficiente de reflexión.	47
Tabla 18. Factor de utilización.	48
Tabla 19. Infraestructura subterránea.....	53
Tabla 20. Muestreo subterráneo.....	60
Tabla 21. Resultado del peso específico aparente.....	63
Tabla 22. Resultado del peso específico real.	64
Tabla 23. Resultado del contenido de humedad.	65
Tabla 24. Resultado de la porosidad.	66
Tabla 25. Resultado de la resistencia a la compresión simple.	67
Tabla 26. Resultado del RQD	69
Tabla 27. Resultado del RMR.....	69
Tabla 28. Resultado del índice Q.....	70
Tabla 29. Resultado del análisis morfológico.....	77

Tabla 30. Resultado del análisis Geomecánico.....	78
Tabla 31. Resultados del acceso.	79
Tabla 32. Características del vagón minero	84
Tabla 33. Características de los rieles mineros.	86
Tabla 34. Características del durmiente.....	87
Tabla 35. Características del equipo	88
Tabla 36. Características de la perforadora YT27.	89
Tabla 37. Características del explosivo para rocas suaves a intermedias	90
Tabla 38. Características del explosivo para rocas intermedias a duras	91
Tabla 39. Características del encendido.....	92
Tabla 40. Cargas del cuele	96
Tabla 41. Cargas de las ayudas	99
Tabla 42. Cargas den los contornos.	103
Tabla 43. Características generales malla 2	105
Tabla 44. Cálculo del cuele malla 2.....	105
Tabla 45. Distribución de cargas del cuele de la malla 2.....	106
Tabla 46. Cálculo de las ayudas malla 2.....	106
Tabla 47. Distribución de cargas en las ayudas malla 2	106
Tabla 48. Cálculo de los contornos malla 2	107
Tabla 49. Distribución de cargas del contorno malla 2.....	107
Tabla 50. Elección del ventilador	110
Tabla 51. Características del ducto de ventilación.....	111
Tabla 52. Factor de seguridad para los cables de izaje	113
Tabla 53. Características del cable.....	113
Tabla 54. Elección del tambor	115
Tabla 55. Relación entre el diámetro del cable y polea	116
Tabla 56. Características del winche.....	117
Tabla 57. Tiempos de avance por cada voladura tramo (0+015.0-0+030.00).	121
Tabla 58. Tiempos de avance por cada voladura a partir de tramo (0+030.00) hasta culminar con la excavación. considerando los 10 m del crucero.....	123
Tabla 59. . Tiempo de carga y acarreo en el crucero.	125

Tabla 60. Especificaciones técnicas de la bomba centrífuga	129
Tabla 61. Especificaciones técnicas de la bomba sumergible.	130
Tabla 62. Tiempo de sostenimiento tramo 1.....	132
Tabla 63. Tiempo de sostenimiento tramo 2.....	133
Tabla 64. Tiempo de sostenimiento tramo 3.....	133
Tabla 65. Distribución del personal en las actividades mineras.	136
Tabla 66. Tiempos de carga y transporte tramo 2.....	138
Tabla 67. Tiempos completos por día de trabajo tramo (0+015.0-0+030.0).	139
Tabla 68. Tiempos de carga y transporte tramo 3.....	141
Tabla 69. Tiempos completos por día de trabajo.	144
Tabla 70. Costos de la perforación y voladura.....	147
Tabla 71. Costos de la ventilación.	148
Tabla 72. Costos del saneamiento del frente.....	148
Tabla 73. Costos de carga y transporte	148
Tabla 74. Costos de iluminación.....	149
Tabla 75. Costos del drenaje	149
Tabla 76. Costos de la fortificación.	150
Tabla 77. Costos de sueldo de los trabajadores	151
Tabla 78. Mantenimiento de los equipos.	152
Tabla 79. Depreciación de equipos y maquinaria	152
Tabla 80. Costos de insumos, servicios y EPP	152
Tabla 81. Costos por metro lineal de avance con barrenos 1.20.....	153
Tabla 82. Costos por metro lineal de avance con barrenos 1.60.....	154

Índice de figuras:

Figura 1. Mapa de Ubicación.....	18
Figura 2. Acceso al área minera El Faique	19
Figura 3. Geología regional de la concesión minera “El Faique código 485”.....	20
Figura 4. Ortofoto con los puntos de control.....	23
Figura 5. Ubicación de los puntos de control.	24
Figura 6. Identificación de las litologías del sector.	25
Figura 7. Análisis petrológico en laboratorio.	25
Figura 8. Ensayo del peso específico aparente.	27
Figura 9. Ensayo del peso específico real.....	28
Figura 10. Ensayo de resistencia de compresión simple	30
Figura 11. Ubicación de ventanas geomecánicas	31
Figura 12. Posibles puntos de acceso.....	33
Figura 13. Relieve de la zona de estudio	34
Figura 14. Tiempo de sostenimiento.....	50
Figura 15. Topografía superficial de la mina “El Faique”.....	51
Figura 16. Cortes superficiales de la mina “El Faique”.....	52
Figura 17. Topografía subterránea “El Faique”.....	53
Figura 18. Cortes subterráneos de la mina “El Faique”.....	54
Figura 19. Análisis del afloramiento 1 superficial en la “El Faique”	55
Figura 20. Análisis del afloramiento 2 superficial en la mina “El Faique”	55
Figura 21. Análisis del afloramiento 3 superficial en la mina “El Faique”	56
Figura 22. Análisis del afloramiento 4 superficial en la mina “El Faique”	56
Figura 23. Análisis del afloramiento 5 superficial en la mina “El Faique”	57
Figura 24. Análisis del afloramiento 6 superficial en la mina “El Faique”.	57
Figura 25. Análisis del afloramiento 7 superficial en la mina “El Faique”.	58
Figura 26. Análisis del afloramiento 8 superficial en la mina “El Faique”.	58
Figura 27. Análisis del afloramiento 9 superficial en la mina “El Faique”.	59
Figura 28. Geología de superficie.....	59
Figura 29. Análisis mineralógico tramo 1 mina “El Faique”	60

Figura 30. Análisis mineralógico tramo 2 mina “El Faique”	61
Figura 31. Análisis mineralógico tramo 3 mina “El Faique”	61
Figura 32. Análisis mineralógico tramo 4 mina “El Faique”	62
Figura 33. Análisis mineralógico tramo 5 mina “El Faique”	62
Figura 34. Geología subterránea.....	63
Figura 35. Variación gráfica del peso específico aparente	64
Figura 36. Distribución gráfica del peso específico real	65
Figura 37. Variación gráfica del contenido de humedad.....	66
Figura 38. Variación gráfica de la porosidad.....	67
Figura 39. Variación gráfica de la resistencia a la compresión simple.....	68
Figura 40. Formas de rotura de las rocas ensayadas a compresión	68
Figura 41. Geomecánica de las labores mineras.....	70
Figura 42. Ubicación de las alternativas posibles de acceso	71
Figura 43. Alternativa de acceso 1.....	72
Figura 44. Corte de la alternativa 1.....	72
Figura 45. Alternativa de acceso 2.....	73
Figura 46. Corte de la alternativa 2.....	74
Figura 47. Alternativa de acceso 3.....	75
Figura 48. Corte de la alternativa.....	75
Figura 49. Alternativa de acceso 4.....	76
Figura 50. Corte de la alternativa 4.....	77
Figura 51. Sección del plano inclinado.....	85
Figura 52. Sección del riel	86
Figura 53. Dimensiones del plano inclinado.	87
Figura 54. Elección del arranque	88
Figura 55. Modelo de Haggloader	89
Figura 56. Perforadora YT 27	90
Figura 57. Distribución de los taladros malla 1	104
Figura 58. Distribución de los taladros malla 2.....	108
Figura 59. Saneamiento del frente de trabajo.	112
Figura 60. Sección del cable (6X36)	114

Figura 61. Winche de izaje seleccionado.....	117
Figura 62. Loza para asentar el winche.	118
Figura 63. Cálculo del factor de utilización.....	127
Figura 64. Tipo de luminaria Led Toledo 20 W	128
Figura 65. Bomba centrífuga serie CB 60	130
Figura 66. Tiempo de sostenimiento tramo 1 (RMR calidad Mala).....	132
Figura 67. Tiempo de sostenimiento tramo 2 (RMR calidad media)	132
Figura 68. Tiempo de sostenimiento tramo 3 (RMR calidad regular).....	133
Figura 69. Ubicación de servicios.....	135

Índice de anexos:

Anexo 1. Mapa topográfico superficial.	168
Anexo 2. Corte topográfico superficial.	168
Anexo 3. Mapa topográfico subterráneo.	168
Anexo 4. Corte topográfico subterráneo.	168
Anexo 5. Mapa litológico superficial.	168
Anexo 6. Corte geológico subterráneo.	168
Anexo 7. Mapa geomecánico de las labores subterráneas.	168
Anexo 8. Patrón de afloramiento de la mineralización.	168
Anexo 9. Predicción de la mineralización.	168
Anexo 10. Puntos de acceso de las alternativas.	168
Anexo 11. Alternativa 1.	168
Anexo 12. Alternativa 2.	168
Anexo 13. Alternativa 3.	168
Anexo 14. Alternativa 4.	168
Anexo 15. Pasaporte de perforación 1.	168
Anexo 16. Pasaporte de perforación 2.	168
Anexo 17. Esquema de ventilación.	168
Anexo 18. Diseño del plano inclinado.	168
Anexo 19. Proyección del plano inclinado.	168
Anexo 20. Plano de iluminación.	168
Anexo 21. Plano del drenaje y evacuación de aguas.	168
Anexo 22. Fichas de Afloramientos.	169
Anexo 23. Ficha de análisis petrológico superficial.	178
Anexo 24. Fichas de análisis petrológico subterráneo.	182
Anexo 25. Estructuras Geológicas.	186
Anexo 26. Ficha de caracterización Geomecánica.	188
Anexo 27. Análisis morfológico	198
Anexo 28. Análisis geomecánico	198
Anexo 29. Interpretación de resultados	198

1. Título

Diseño del Acceso Principal a las Labores de Exploración y Explotación Presentes en la Mina “El Faique” código:485, Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.

2. Resumen

La presente investigación se desarrolló con la finalidad de establecer el acceso principal a las labores de exploración y explotación en la mina “El Faique código 485”, ubicado en la provincia de Loja, cantón Macará, sector de Laguar.

La investigación inició con la recopilación de información bibliográfica, cartográfica y geológica, luego de ello se trabajó en una fase de campo, laboratorio y oficina. La fase de campo consistió en el levantamiento topográfico, recolección de muestras, identificación de rocas y caracterización del macizo rocoso para elaborar mapas topográfico, litológico y geomecánico que sirven de base para realizar el análisis morfológico, geomecánico y la ubicación espacial de las posibles alternativas, para determinar el nuevo acceso a las labores de exploración y explotación.

En la fase de laboratorio se realizó el análisis de las propiedades físicas y mecánicas, dentro las propiedades físicas se determinaron: peso específico aparente, peso específico real, contenido de humedad y porosidad. Para las propiedades mecánicas se determinó la resistencia a la compresión simple en cual se tomó muestras del macizo rocoso y se las ensayó con la prensa hidráulica. Ya en la fase de oficina se precedió a la interpretación de resultados obteniendo litologías del área de estudio, cálculo de las propiedades físicas y mecánicas y a su vez también se realizó la clasificación geomecánica del macizo rocoso mediante el RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton

Teniendo está información como base, se procedió analizar cada una de las alternativas planteadas. Inicialmente se identificó cuatro puntos de acceso en los que se podría llegar a la zona mineralizada sin embargo a través de matrices de valoración y criterio se determinó que la alternativa más adecuada es la cuatro que trata de un plano inclinado de 23°.

Una vez determinado el tipo de acceso se procedió a realizar el diseño de la excavación, en el cual se estableció dimensiones de 2.70 m de ancho y 2.80 m de alto, y a partir de ahí desarrollar el proceso constructivo de la labor minera determinando el método de excavación, equipos de excavación, ventilación, drenaje, alumbrado, ciclograma de trabajo y costos. Finalmente se estableció una relación de beneficio sobre la construcción del acceso.

Palabras claves: Propiedades físicas, propiedades geomecánicas, morfología, rocas ígneas, geología.

Abstract

This research was developed with the purpose of establishing the main access to the exploration and exploitation works in the “El Faique” mine, code 485, located in the province of Loja, Macará canton, Laguar sector.

The research began with the collection of bibliographic, cartographic and geological information, after which work was carried out in a field, laboratory and office phase. The field phase consisted of topographic survey, sample collection, rock identification and characterization of the rock mass to prepare topographic, lithological and geomechanical maps that serve as a basis to meet the objective of locating the most appropriate places to build the mine access.

In the laboratory phase, the analysis of the physical and mechanical properties was carried out. Within the physical properties, the following were determined: apparent specific weight, real specific weight, moisture content and porosity. For the mechanical properties, the resistance to simple compression was determined, in which samples of the rock mass were taken and tested with the hydraulic press. In the office phase, the interpretation of results was preceded by obtaining lithologies of the study area, calculation of the physical and mechanical properties and in turn the geomechanical classification of the rock mass was also carried out using Bieniawski's RMR and Barton's Q index.

With this information as a basis, each of the proposed alternatives was analyzed. Initially, four access points were identified where the mineralized zone could be reached, however, through assessment matrices and criteria, it was determined that the most appropriate alternative is the fourth, which deals with an inclined plane of 23°.

Once the type of access was determined, the excavation design was carried out, in which dimensions of 2.70 m wide and 2.80 m high were established, and from there the construction process of the mining work was developed, determining the excavation method, excavation equipment, ventilation, drainage, lighting, work cycle diagram and costs. Finally, a benefit ratio was established on the construction of the access.

Keywords: Physical properties, geomechanical properties, morphology, igneous rocks, geology.

3. Introducción

En el Ecuador en el siglo XVI los primeros sectores mineros fueron Zaruma y Portovelo, en esos tiempo la minería era consideraba como una actividad marginal, después en el siglo XX se repunta nuevamente, y a su vez aparecieron nuevos descubrimientos de yacimientos auríferos importantes en Nambija, Guazimi, Chinapintza y Ponce Enríquez (Larenas, 2022).

En la provincia de Loja según Vasco (2022), existe la explotación de minerales metálicos, no metálicos y de construcción, actualmente se ha dividido a la provincia en tres corredores mineros: El corredor uno abarca a Loja y Saraguro; el corredor dos abarca a los cantones de Macará, Paltas, Célica y Olmedo; mientras que el corredor tres involucra a Sozoranga, Calvas, Gonzanamá, Quilanga y Espíndola.

La concesión minera “EL Faique código 485”, es una industria de pequeña minería, ubicada en el Ecuador, provincia de Loja, cantón Macará, sector Laguar, actualmente la mina se encuentra en la fase de exploración/explotación extrayendo como mineral de interés oro. En la actualidad existen piques y galerías como accesos a la zona de mineralización, sin embargo, esto enfrentan serios problemas ya que han sido construidos sin un criterio técnico adecuado, presentando de esta manera condiciones que no son favorables tanto de inseguridad por la falta sostenimiento, provocando en algunas zonas derrumbes y colapsos, por lo cual éstas deficiencias provocan un entorno de trabajo peligroso y dificultan el acceso seguro y eficiente de los trabajadores, además carece de las dimensiones necesarias para el adecuado desplazamiento de maquinaria y equipos lo que limita las actividad de exploración y explotación.

Esta situación pone en riesgo la integridad física del personal y limita el desarrollo de las operaciones mineras, la falta de un acceso adecuado obstaculiza la instalación de servicios básicos de ventilación, iluminación, drenaje, transporte de material estéril y mineral.

A raíz de estos problema el siguiente título: Diseño del Acceso Principal a las Labores de Exploración y Explotación Presentes en la Mina “El Faique” codigo:485, Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja, pretende dar solución con el diseño de un nuevo acceso principal que cumpla con las condiciones necesarias para la operación segura y eficiente de la mina permitiendo el transporte seguro de personal, espacio adecuado para la maquinaria y equipos necesarios para las actividades de extracción y a su vez la implementación de sistemas de soporte y servicios esenciales.

Objetivos:

Objetivo General

Diseñar el acceso principal a las labores mineras de exploración y explotación en la mina El Faique código 485.

Objetivos específicos

- Caracterizar la geología y propiedades geomecánicas del macizo rocoso de la mina El Faique código 485.
- Analizar la alternativa de acceso en base a las características morfológicas y geomecánicas de la mina El Faique código 485.
- Planificar el proceso constructivo de la labor de acceso principal de exploración y explotación de la mina El Faique código 485

4. Marco Teórico

4.1. Topografía

Es la ciencia que estudian las ingenierías, para definir o determinar posiciones relativas de puntos ya sea en la superficie o interior de la tierra, tomando como base diversas técnicas, aéreas, imagen satelitales y terrestres mediante un sistema de coordenadas: (x,y) distancias y (z) (Wolf y Ghilani, 2015, p.1).

4.1.1. Topografía Subterránea

Se deriva del estudio de las técnicas topográficas del exterior, aplicando en el subsuelo precisamente para las actividades mineras, túneles viales, carreteras, obras hidráulicas o espacios subterráneos para almacenamiento (García, 2015, p.3).

4.2. Geología

Ciencia que estudia la tierra, y materiales que la constituyeron en el tiempo, modelando el pasado y el presente; se divide en diversas ramas como la geología física que estudia la constitución y propiedades de los materiales que componen la tierra (Navarrete, 2005, p.4).

4.2.1. Clasificación de las Rocas

Según Gavilanes y Andrade (2004, pp. 23-25), las rocas se clasifican de la siguiente manera

4.2.1.1. Rocas Ígneas. La creación de este tipo de rocas se da por la cristalización del magma y se dividen en: Intrusivas, hipoabisales, efusivas.

4.2.1.2. Rocas Sedimentarias. Está gobernada por depósitos sedimentarios en la superficie terrestre determinando la textura y estructura, se clasifican en: Detríticas, químicas y organógenas.

4.2.1.3. Rocas Metamórficas. Se dan por el proceso de metamorfismo, modificando la composición mineralógica y estructura presente en la roca debido a los cambios drásticos de presión y temperatura, se clasifican en tres tipos de metamorfismo: Metamorfismo de contacto, dinamometamorfismo, metamorfismo regional.

4.3. Geología Estructural

Es la rama de la geología que se encarga del estudio arquitectónico de la tierra y de su génesis dentro de un área específica se basa conocer las relaciones estratigráficas de las rocas involucradas en la deformación (Padilla y Sánchez, 2021, p.7)

4.3.1. Estructuras Geológicas

4.3.1.1. Fracturas. Es un término que se utiliza para todo tipo de discontinuidades genéricas y se basa en la naturaleza del desplazamiento de las mismas, se dividen en dos tipos: tensión y cizalla (I y II) (Padilla y Sánchez, 2021, p.21).

4.3.1.2. Pliegues. Son aquellos que suelen doblarse en serie semejantes a ondas, dentro de la naturaleza aparecen en diferentes tamaños y configuraciones, la mayoría se produce por esfuerzos compresivos que provocan el acortamiento y engrosamiento de la corteza (Tarbuck y Lutgens, 2005, p.317).

4.3.1.3. Diaclasas. Cumplen un rol importante dentro de la caracterización geomecánica, dando un índice integral de su calidad mediante fórmulas, por lo tanto, son patrones constantes generalmente en desarrollo y frecuencias presentes en un macizo rocoso (García Ruiz y García Romero, 2018).

4.3.1.4. Fallas. Se generan en la corteza terrestre, mediante el cual se genera un desplazamiento paralelo a la superficie de fractura, este término se denomina plano de falla y como resultado a la fricción entre bloques se suaviza constituyendo la superficie denominada espejo de falla (Gavilanes y Andrade, 2004, p. 33).

4.3.2. Elementos de Yacencia

Según Tarbuck y Lutgens (2005), los elementos de yacencia son:

4.3.2.1. Dirección. Se determina así por es el ángulo entre el norte magnético y una línea obtenida mediante la intersección de un estrato inclinado o falla con un plano horizontal, en otras palabras, es el ángulo que se forma con relación al norte.

4.3.2.2. Buzamiento: Mide la inclinación de las estructuras geológicas como fallas, pliegues, diaclasas o fracturas presentes en una zona incluyendo el valor de ángulo de inclinación como la dirección a la cual se encuentra inclinada.

4.3.3. Deformación

Según Tarbuck y Lutgens (2005), la deformación es un cambio que adquieren las rocas al momento de ser afectadas por un esfuerzo aplicado, y esto se produce cuando la intensidad del esfuerzo es mayor que la resistencia interna de la roca, se pueden clasificar en:

Deformación elástica: Se determina así porque al momento de recibir un esfuerzo regresa a su forma original.

Deformación plástica: Al momento que recibe un esfuerzo la roca adquiere comportamiento plástico y no regresa a su forma original.

4.3.4. Esfuerzos

Según Tarbuck y Lutgens (2005), determinan el esfuerzo como la cantidad de fuerza aplicada sobre una superficie por ende está en dependencia de las dos terminologías, los esfuerzos se dividen en tres tipos:

Compresión: Las fuerzas actúan en la misma dirección ante una superficie y generan los pliegues y fallas en la corteza terrestre.

Tensión: Las fuerzas se disparan en sentido contrario alargando cuerpos rocosos mediante el desplazamiento.

Cizalla: Tienden a producir desplazamientos a lo largo de una zona de falla.

4.4. Propiedades Físico Mecánicas de las rocas

Según González de Vallejo et al. (2002, p.149) La elección de una porción de masa rocosa que sea fácilmente medible en laboratorio que permitan determinar parámetros para su proceso constructivo.

4.4.1. Propiedades Físicas

Son aquellas que ejercen control sobre las características de resistencia y deformación de la matriz rocosa, estas propiedades resultan como consecuencia de la génesis, condiciones, procesos geológicos y tectónicos que las rocas han experimentado a lo largo de su evolución. (Castillo , 2019).

4.4.1.1. Porosidad. Se trata al espacio que existe entre grano y grano representando la relación del volumen poroso y volumen total de la roca.

4.4.1.2. Permeabilidad. Es la capacidad de la roca de permitir que el agua o fluido se entre en sus poros interconectados.

4.4.1.3. Densidad. Relación de la masa sobre el volumen de la roca expresada en g/cm^3

4.4.2. Propiedades Mecánicas

Según González de Vallejo et al. (2002, pp.151-156), dentro de las propiedades mecánicas se debe tomar en cuenta el grado de meteorización fracturación del macizo rocoso, presencia de agua, conjuntos de discontinuidades y el tamaño de los bloques.

4.4.2.1. Resistencia a la Compresión Simple. También se la denomina como resistencia uniaxial siendo el máximo esfuerzo que soporta una probeta de roca cilíndrica, y viene establecida por:

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

Para determinar este parámetro se lo puede realizar mediante tres métodos: Ensayo a la compresión uniaxial, ensayo de carga puntual o Martillo de Schmidt.

4.4.2.2. Resistencia a la Tracción. Se denomina así, porque es el máximo esfuerzo que soporta la probeta ante la rotura por tracción, se determina utilizando fuerzas traccionales o distintivas en el laboratorio y se lo puede hacer por dos métodos: Ensayo de tracción directa o ensayo de tracción indirecta.

4.5. Geomecánica

Es el estudio de la deformación de suelos y rocas que determina el fallamiento como respuesta de los cambios de esfuerzos, presión, temperatura y demás parámetros, además permite comprender la estabilidad de labores subterráneas, diseños, monitoreo y fracturamiento hidráulico (Zumaya, 2017, p.29).

4.5.1. Matriz Rocosa

Es la parte de macizo rocoso que no contiene discontinuidades, denominado también como roca intacta, se lo utiliza para los ensayos de laboratorio, peso específico, deformabilidad y resistencia (Ferrer y Gonzales de Vallejo, 2007).

4.5.2. Macizo Rocoso

Se trata de la forma como se presentan las rocas en el medio natural, por cual está definido por la roca y la estructura, el cual tendrá planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otros caracteres estructurales, por lo cual son discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas (Ramírez y Alejano, 2004, p.16).

4.5.3. Grado de Meteorización

La matriz rocosa puede verse afectada por el grado de meteorización, ya que es un proceso desintegrador de tipo mecánica o química, se debe tomar en cuenta que se ve gobernado por la profundidad y exposición de afloramientos (Gavilanes y Andrade, 2004).

4.5.4. Discontinuidades

Las discontinuidades afectan directamente al macizo rocoso dando una resistencia a la tracción bajo o nula por lo cual existen diez parámetros para su respectiva evaluación los cuales son (ISRM, 1978):

4.5.4.1. Orientación. Comportamiento de la discontinuidad en el espacio, establecido por la dirección y buzamiento de la línea mayor de declinación en el plano de la discontinuidad.

4.5.4.2. Espaciamiento. Parámetro sobre la distancia entre discontinuidades de forma perpendicular .

4.5.4.3. Persistencia. Corresponde a la longitud que tiene una discontinuidad hasta perder en el espacio del macizo rocoso.

4.5.4.4. Rugosidad. Se dan en los planos de superficie , mediante la ondulación de la discontinuidad, contribuyen a la resistencia al corte.

4.5.4.5. Resistencia de las Paredes. Resistencia de roca adyacente de una discontinuidad.

4.5.4.6. Apertura. Es el espacio perpendicular entre las paredes de roca adyacente y el relleno puedes estar confinado por agua o aire.

4.5.4.7. Relleno. Corresponde al material que rellena las paredes de la roca adyacente, por lo general es más débil que la roca madre.

4.5.4.8. Filtración. Flujo de agua, humedad, presente en las paredes del macizo rocoso.

4.5.4.9. Número de Familias. Es el conjunto de juntas que están presentes en un macizo rocoso, con direcciones y características distintas.

4.5.4.10. Tamaño del Bloque. Es la roca resultante de orientación mutua de los conjuntos de juntas que se cruzan.

4.5.5. Clasificación Geomecánica

Las clasificaciones geomecánicas es un proceso que define la caracterización de los macizos rocosos mediante afloramientos y sondeos, aplicado a túneles por la dificultad del estudio del macizo rocoso en profundidad (González de Vallejo et al., 2002, p.254).

4.5.5.1. Clasificación de Deere (1967). Es un parámetro que se obtiene a partir del porcentaje de trozos de testigo de roca mayores a los 10 cm, permitiendo de esta manera brindar un grado de fracturación del macizo rocoso, además existe ocasiones en las que se puede estimar este parámetro a partir de los afloramientos si no se dispone de sondajes utilizando la relación de Palmstrom (Ramírez y Alejano, 2004, p.163).

$$RQD = 110 - 2.5 * Jv$$

4.5.5.2. Clasificación de Bieniawski (RMR). Es un sistema de clasificación que da paso a relacionar índices de calidad de roca con parámetros geotécnicos del macizo rocoso y de excavación y sostenimientos en túneles, para ello Gonzáles de Vallejo, et al. (2002, p.254), señala los siguientes:

- ❖ Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- ❖ Grado de fracturación en términos del RQD.
- ❖ Espaciado de las discontinuidades.
- ❖ Condiciones de las discontinuidades.
- ❖ Condiciones hidrogeológicas.
- ❖ Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

4.5.5.3. Índice Q. Según Gavilanes y Andrade (2004, p. 87), la clasificación del índice Q fue desarrollado en Noguera en 1974 por Barton, Lien y Lunde definiendo como un sistema cuantitativo facilitando el diseño de sostenimiento para túneles, se divide en seis parámetros:

- ❖ RQD: Índice de calidad de la roca.
- ❖ Jn: Número de familias de discontinuidades
- ❖ Jr: Rugosidad de las discontinuidades- depende de la presencia del relleno y tamaño de las discontinuidades.
- ❖ Ja: Meteorización de las discontinuidades.
- ❖ Jw: Coeficiente reductor que tiene en cuenta la presencia de agua.
- ❖ SRF: “Stress Reduction Factor”, factor de reducción dependiente de las tensiones.

$$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

4.6. Minería

Es una actividad industrial que permite extraer y obtener selectivamente minerales metálicos, no metálicos y energéticos existentes en la corteza terrestre, para convertirlos en

materias primas y cubrir las necesidades de abastecimiento de materiales para el desarrollo de las sociedades (Herrera, 2017, p.4).

4.6.1. Minería Subterránea

La minería subterránea es una actividad que se realiza para extraer el mineral a distancias muy profundas. Según Herrera Herbert (2019), se trata del conjunto de pozos, galerías, rampas, chimeneas o coladeros, que define la arquitectura con el soporte de cálculo.

4.6.2. Labores Subterráneas

El termino hace referencia a los huecos de distintas formas que deben ejecutarse para llegar al yacimiento mineral con respecto a la superficie, tomando en cuenta el aspecto técnico tanto es la sección, forma y tamaño, arrancando el mineral de manera ordenada, segura y económica (Herrera, 2017, p.11).

4.6.3. Labores de acceso

Se determinan como las labores que permiten llegar al yacimiento partiendo de la superficie en la que con el tiempo se convertirá en una de transporte si se la adecua correctamente (Silva, 2020).

4.6.3.1. Pozo. Se determinan así porque su proceso constructivo es de forma vertical para conectar con el yacimiento. Según Herrera y Gómez (2007), son importantes en las minas subterráneas por que pasa en el los suministros para la explotación como ventilación, transporte de mineral, personal, electricidad, aire comprimido, agua bombeo.

4.6.3.2. Planos inclinados. Esta labor de acceso se la realiza para yacimientos de profundidad intermedia (500m), se caracterizan por ser de menor costo de inversión, construcción y menores costos de mantenimiento y seguridad (Herrera y Gómez, 2007,p.37).

4.6.3.3. Socavón. Galería horizontal que tiene salida directamente a la superficie, destinada a mantener los servicios de extracción mineral, acarreo de materiales y a veces el transporte del personal (Borísov et al., 1976, p.22).

4.6.4. Labores de Preparación

Se da previo a la explotación, es decir son excavaciones en el interior del cuerpo mineral, cuya función es el arranque, selección y transporte intermedio del mineral (Valenzuela , s.f)

4.6.4.1. Chimenea. Excavación que puede ser vertical o inclinada, cuya parámetro constructivo empieza desde el inferior a superior, llega a cumplir distintas funciones como transporte de material, ventilación de frentes de trabajo y paso del aire, se construyen con material de mena (Panta y Jacinto, 2017, p.3).

4.6.4.2. Tolva o Chute. Se realiza en los frentes de explotación mediante el cual circula el material mineralizado por efecto gravitacional (Patiño, 2023, p.27).

4.6.4.3. Subnivel. Labores que se realizan en sentido de la mineralización de tipo veta. Según Patiño (2023), son labores horizontales de trabajo que se encuentra establecidos entre los niveles de trabajo principales, de tal manera que facilitan la extracción.

4.7. Ciclograma de Trabajo

4.7.1. Perforación

Dentro del ciclograma de trabajo la perforación es la primera actividad que se realiza en el campo de la minería, se basa en abrir huecos con una distribución geométrica dentro del macizo rocoso (Proaño, s.f, p.21).

4.7.1.1. Formas de Perforar. Las formas de perforar un macizo rocoso se dividen en tres formas (Pernia, s.f, p.22):

Percusión. Se produce por los impactos del golpeo con pistón originando ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje ya sea con martillo de cabeza o martillo de fondo.

Rotación. Se realiza con el movimiento giratorio de la boca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.

Rotopercusión: Proporciona al útil del corte un movimiento de rotación y fuerza de empuje relativamente pequeña transmitiendo de esta manera una transmisión de energía más eficaz.

4.7.2. Voladura

La voladura se considera como la disposición de barrenos en los se coloca una carga explosiva dando paso a una secuencia tal que se consiguen como resultado la fragmentación de la roca sin afectar al macizo rocoso (Bernaola Alonso et al, 2013, p. 145).

4.7.2.1. Explosión. Es un fenómeno de naturaleza física, como resultado de la liberación de energía por lo cual se considera instantánea. (EXSA, s.f, p.11).

4.7.2.2. Sustancia explosiva. Compuestos químicos que reaccionan de manera intensa sus moléculas y que luego vuelven a unirse en formas más estables, su clasificación se basa en la cantidad de energía requerida para iniciar su detonación, se pueden dividir en sustancias explosivas primarias, secundarias y no explosivas que pueden detonar (Bernaola et, at., 2013).

4.7.2.3. Explosivos industriales. Los explosivos industriales consisten en la combinación de sustancias combustibles y comburentes que al ser iniciadas producen una reacción química esta reacción produce gases de alta presión y temperatura encargadas de fragmentar la roca, se dividen de la siguiente manera (Bernaola et, at., 2013).

Dinamita. Se caracterizan por la consistencia gelatinosa se producen con la mezcla de nitroglicerina/nitroglicol.

Anfo. Son los explosivos compuestos por nitrato de amoníaco (94%) actuando como oxidante y gasoil (6%) que actúa como combustible.

Hidrogeles. Ideales para resistir la humedad o la presencia de agua en el macizo rocoso, compuestos por nitrato amónico, se trata de explosivos compuestos por un elemento oxidante y otro que actúa a la vez como sensibilizador y combustible, pueden ser (TNT).

Emulsiones. Son los explosivos con máxima seguridad y potencia se caracterizan por ser utilizados en barrenos con agua, están compuestos por nitrato amónico o nitrato sódico con un contenido de agua entre 14 y 20 %, 4 % de gasoil y menores cantidades (1-2 %) entre productos.

4.7.2.4. Sistemas de Iniciación de Explosivos. También conocidos como detonadores empleados para voladuras a cielo abierto como subterráneas por ello Bernaola et al. (2013, Capitulo 12.1), describe los siguientes:

Detonadores Ordinarios. Inician con mecha lenta, introducida en el extremo abierto de una cápsula de aluminio que aloja la carga explosiva del detonador y engarza por sus tenazas especiales de modo que evita que la mecha se desprenda durante su manipulación.

Detonadores eléctricos. Se caracterizan por emplear energía eléctrica para su iniciación, poseen un inflador pirotécnico llamado cerilla en la que circula corriente eléctrica.

Detonadores no eléctricos. No contienen corriente eléctrica, la carga se inicia por media de una onda de choque de baja carga energética que comunica a través de un tubo de transmisión.

Detonadores electrónicos. Es la evolución actual de los sistemas de iniciación, cuya característica es que mantienen un circuito electrónico, un microchip es el encargado de realizar la detonación en el instante deseado.

Cordón detonante. Es un cordón flexible que alberga en el interior un explosivo llamado pentrita, cuyo objetivo es transmitir la iniciación a los explosivos colocados dentro de los barrenos.

4.7.3. Ventilación

La ventilación dentro de la industria minera es un aspecto importante ya que evita que los gases viciados se acumulen y afecten directamente a la salud de los trabajadores. Según Vélez et al. (2017), la ventilación es un proceso por el cual se hace pasar un flujo de aire considerable y necesario cuyo objetivo es crear condiciones óptimas para que los trabajadores se encuentren en una atmosfera agradable, limpia y sin gases.

4.7.3.1. Ventilación Natural

Se caracteriza por ser una ventilación económica entra una corriente de aire natural por la bocamina y sale por otra labor subterránea, un aspecto importante que se debe considerar es que exista una diferencia de alturas (Andrade, 2008).

4.7.3.2. Ventilación Auxiliar

Necesita la implementación de ventiladores para manejar el aspecto de aire fresco y limpiar los gases viciados ocasionados por la voladura (Andrade, 2008).

4.7.3.3. Aire comprimido

Solo se debe utilizar en ciertas ocasiones ya sea por temas de costos para implementar una ventilación auxiliar, se la utiliza para el desarrollo constructivo de chimeneas o piques inclinados alturas (Andrade, 2008).

4.7.4. Saneamiento

El saneamiento o también conocido como desquinche, es el proceso de golpear las rocas para hacerlas caer de manera controlada después de la voladura, éstas pueden caer del techo o paredes de la labor minera, se lo realiza con una herramienta llamada barretilla o acuñadura mecanizada (Yañez et al., 2022).

4.7.5. Carguío

El carguío se define como la actividad para evacuar el mineral o estéril que se produce después de la voladura en el frente de trabajo, y está a su vez ayuda a depositar el material al medio de transporte (Diaz, 2006, p.17).

4.7.6. Transporte

El transporte se puede definir como la actividad que se encarga de llevar el material estéril o mineral hacia el exterior, ya sea en escombrera o en la planta de beneficio. Según Díaz (2006), el transporte consiste en el accionamiento, instalaciones, mecánicas y dispositivos necesarias para el desplazamiento de material después de la explotación desde el punto de carga hasta el punto de descarga final.

4.7.7. Fortificación

Se trata de la acción de realizar con dispositivos aislados o estructuras de cualquier naturaleza para mantener las labores abiertas con una sección suficiente tomando en cuenta la circulación de personal, aire, transporte, para evitar el colapso de los techos y hastiales, caída de rocas y manteniendo la cohesión de los terrenos (Díaz et l., 2009, p.102).

4.8. Planificación

La planificación involucra todos los procesos de extracción, construcción a corto y largo plazo, se ajustan a la forma de los objetivos de la operación tomando en cuenta las condiciones económicas, variación de precios en los productos, costos operacionales, capital de inversión, tasas de interés, tasaciones y aspectos regulatorios (Calder, s.f, p.291).

5. Metodología

5.1. Materiales

Para cumplir con cada uno de los objetivos planteados en la presente investigación, se tuvo a disposición los materiales de: campo y oficina (Ver Tabla 1).

Tabla 1. Materiales, equipos y software.

Materiales de campo	Materiales de oficina
Brújula Brunton	Fichas técnicas
Distanciómetro	Hoja geológica del cantón Alamor a escala 1:100000
Cinta	Google Earch
Martillo geológico	ArcGIS 10.5
Flexómetro	AutoCAD 2023
Spray rojo	CivilCAD 2023
Libreta de campo	Paquete de Office 2021
Esferográficos	
Cámara fotográfica	
GPS Gamín	
Lupa	
Reglas	
Fundas para muestras	
Marcadores	
Tablero	

5.2. Área de estudio

5.2.1. Ubicación

El área minera “El Faique, código 485, se encuentra ubicada al extremo sur occidental de la república del Ecuador, provincia de Loja, cantón Macará sector de Laguar (Ver Figura 1); las coordenadas del área minera se muestran (Ver tabla 2).

Cuenta con una extensión de 80 hectáreas, sin embargo, la operación minera abarca 4 hectáreas, lo cual es el área de estudio de la presente investigación.

Tabla 2. Coordenadas de la concesión minera

PUNTOS	COORDENADA X	COORDENADA Y
PP	608241.98	9523027.65
P1	608241.98	9522227.66
P2	607241.99	9522227.66
P3	607241.99	9523027.65

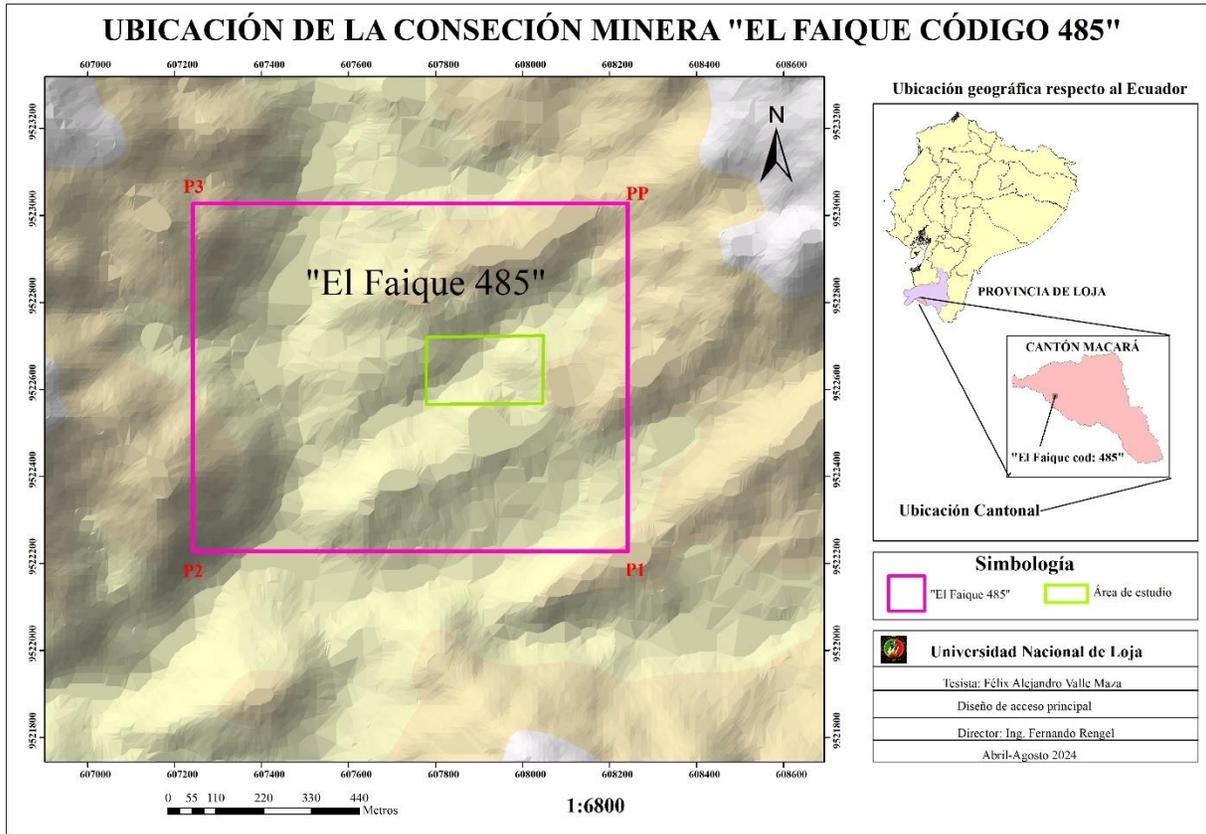


Figura 1. Mapa de Ubicación

5.2.2. Acceso

El acceso al área minera “El Faique Cod. 485”, se realizó por la vía terrestre troncal de la sierra de la ciudad de Quito hasta el cantón Macarà (aproximadamente 715 km). Luego, desde Macarà a Laguar por la vía Macarà-Zapotillo (aproximadamente 14 km). Y finalmente, se accedió por una vía de segundo orden hacia el sector de la mina El Faique en un trayecto de 20 minutos en automóvil (Ver Figura 2).

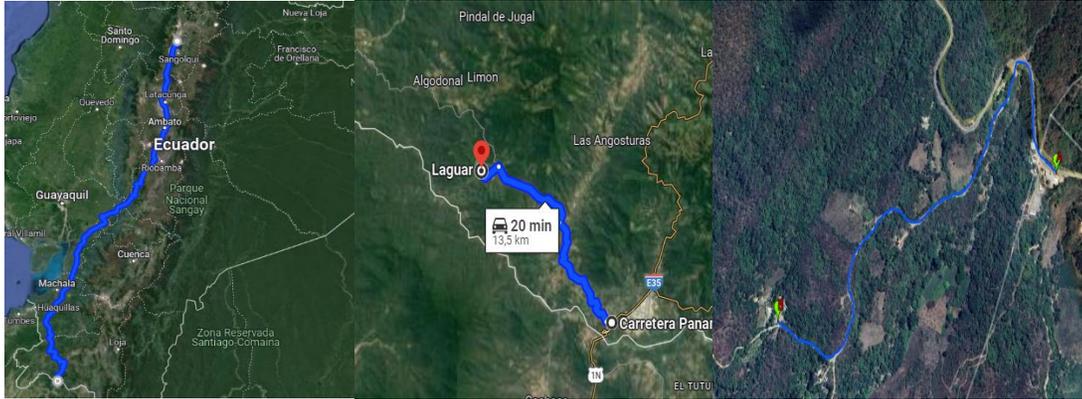


Figura 2. Acceso al área minera El Faique

Nota. El autor, (2024)

5.2.3. *Geología Regional*

Dentro del territorio ecuatoriano la zona de estudio se encuentra en los dominios litotectónicos de la cuenca Lancones-Alamor y el terreno Olmos-Loja y Cuenca Lancones–Alamor.

La cuenca Lancones-Alamor se habría formado en el Cretácico Inferior, producto de un adelgazamiento de la corteza continental representado de esta manera dos regiones litológicamente bien definidas. La primera es la región oriental de origen volcánico con escasas intercalaciones sedimentarias y la segunda la occidental de origen netamente sedimentario; el contacto de estas dos regiones se define como zona de transición. Las secuencias sedimentarias yacen discordantes hacia el oeste sobre las rocas metamórficas del macizo Amotape-Tahuín y sobre rocas volcánicas hacia la frontera con Perú (Egüés y Poma, 2001). Hacia el Este se define el contacto entre las secuencias de la cuenca y el terreno Loja-Olmos de orden litotectónico.

Por otro lado, el dominio litotectónico Loja-Olmos forma parte de la zona oriental del área para la descripción, está constituida por rocas y estructuras emplazadas dentro de la cordillera real y su continuación en territorio peruano denominado complejo metamórfico de Olmos.

Esta zona a más se advierte la presencia de intrusiones que definen ambientes estructurales, tipo herradura que definen zonas anomálicas de alto interés para la exploración de minerales.

En la zona se caracteriza por la presencia de las unidades formacionales.

Unidad Punta de piedra: Las rocas de la Unidad Punta de Piedra, son consideradas como lo más antiguo de origen intrusivo y volcánico de composición máfica, Egüez y Poma (2001), definen como basaltos masivos y en ciertos sectores como basaltos almohadillados, andesitas, andesitas basálticas y brechas volcánicas, también existen diques de composición intermedia

cortando a los basaltos. Los basaltos son negros, magnéticos, contienen clorita, epidota en fracturas como minerales de alteración y sulfuros diseminados (pirita).

Formación Célica: INIGEMM (2013), la definió como una secuencia vulcanoclástica, intercalada con mantos de lava de composición basáltico-andesítica, que generalmente están silicificados, cloritizados y epidotizados en menor grado. Litológicamente son tobos de cristales de composición andesítica con fenocristales subhedrales de piroxeno y hornblenda; brechas tobáceas de composición andesítica verdosa, con clastos andesíticos; matriz tobácea con minerales de plagioclasa, piroxeno y vidrio volcánico. Puntualmente intercaladas con mantos de lava basalto-andesíticos.

Granodiorita Tangula: Establecido por Kennerley (1973), comprende rocas granodioritas de textura holocristalina, que presentan minerales de Plg, Kfs, Qz, Bt y en menor cantidad Hbl. La granodiorita está intruyendo tanto a las rocas volcánicas de la unidad Punta de Piedra.

Cuarzodiorita: Corresponde a las rocas intrusivas localizadas al SW, de la zona de estudio, la edad del intrusivo aún no se encuentra definido.

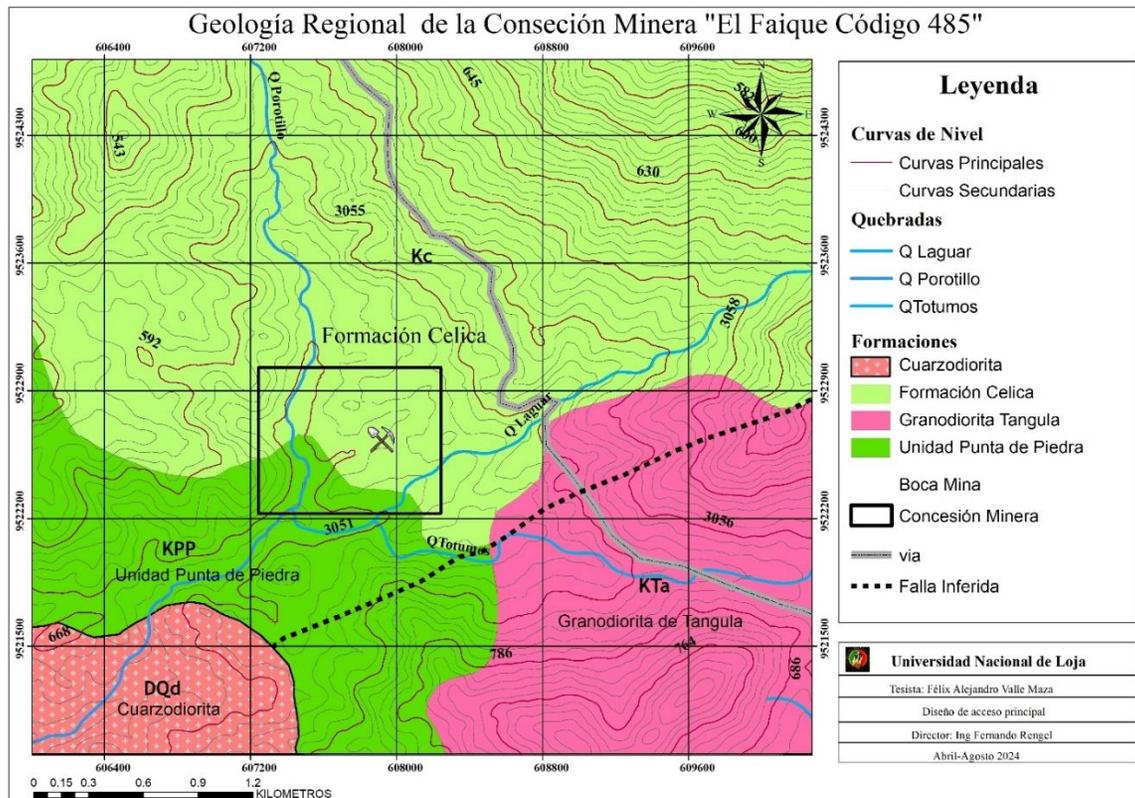


Figura 3. Geología regional de la concesión minera “El Faique código 485”

5.3. Metodología General

Para cumplir con todas las actividades de cada uno de los objetivos planteados se estableció en tres fases:

Fase de campo: En esta fase se realizó el recorrido del área minera, recopilando información sobre las actividades que se realiza, a su vez se hizo el levantamiento topográfico y geológico con su respectiva caracterización geomecánica.

Fase de laboratorio: Con las muestras recolectadas en campo se determinó los ensayos correspondientes a las propiedades físico mecánicas de las rocas como: Peso específico, porosidad, índice de vacíos y resistencia a la compresión simple.

Fase de oficina: Se realizó la construcción de los mapas geológicos, topográficos, análisis de la labor de acceso, cálculos correspondientes al ciclograma de trabajo, y análisis de costos sobre el proceso constructivo.

5.3.1. Metodología para el Primer Objetivo. Caracterizar la geología y propiedades geomecánicas del macizo rocoso

Se desarrolló el levantamiento topográfico superficial a escala 1:1000 y subterráneo a escala 1:300. Así como la caracterización geológica a escala 1:1000, geomecánica a escala 1:300, y finalmente la determinación de las propiedades físico mecánicas de las rocas y la clasificación geomecánica.

5.3.1.1. Levantamiento topográfico superficial y subterráneo.

El levantamiento topográfico superficial, se la obtuvo con vuelo de dron y luego se procesó la información con el software ArcGIS 10.5.

En la primera etapa del levantamiento topográfico con vuelo de dron se realizó de la siguiente manera:

Se colocó el receptor RTK geodésico marca EMLID modelo REACHER RS+, en la parte más alta del área de influencia para ser enlazado con el punto IGM de la (UTPL) Universidad Técnica Particular de Loja, se establecieron 4 puntos de control, con coordenadas (X, Y, Z), dentro del área minera para obtener mayor precisión en el procesamiento de las imágenes (Ver Tabla 3)

Tabla 3. Puntos de control topográficos

	Puntos de control		
PUNTOS	X	Y	Z
Base	607714.52	9522391.69	425.91
GCP1	607714.14	9522381.85	425.82
GPC2	608033.61	9522498.87	421.11
GCP2	607920.61	9522635.52	394.39
GCP3	607728.17	9522607.69	407.30



Figura 4. Ortofoto con los puntos de control.

Una vez establecidos los puntos de control, se instaló el dron programado con el polígono de recorrido realizando un total de 264 imágenes con una resolución de 3.29 cm/pix del área de estudio, después se procedió hacer la descarga de imágenes en un disco duro externo y a partir de ahí generar el procesamiento de cada una de ellas para obtener el DEM y la ortofoto, para generar las curvas de nivel. Finalmente se enlazó la ortofoto y el MDE con el programa ArcGIS 10.5, y mediante la utilización de la herramienta countour se generó las curvas de nivel y la elaboración del mapa topográfico a escala 1: 1000.



Figura 5. Ubicación de los puntos de control.

El levantamiento topográfico interior mina, se partió con un punto control georreferenciado con la estación RTK geodésico a una distancia de 14 metros hasta la boca mina y a partir de ahí se procedió a realizar el levantamiento mediante la utilización de la cinta y brújula utilizando el método de una poligonal abierta midiendo la distancia horizontal, direcciones, ancho y altura de las labores mineras existentes.

Después de haber levantado la topografía interior de mina en las labores mineras existentes, se procedió a llevar todos los datos a oficina, en donde a primera instancia se creó un shapefile en el programa ArcGIS 10.5 y con la ayuda de las herramientas de dibujo se procedió a realizar el trazado de las direcciones y distancias, una vez culminado el dibujo se procedió a crear el mapa topográfico subterráneo a escala 1:300.

5.3.1.2. Caracterización Geológica. La caracterización geológica se desarrolló tanto en la superficie como en el interior mina, para ello se realizó en tres fases: fase de campo, fase de laboratorio y fase de oficina.

Geología superficial.

Fase de campo: Sobre el conocimiento del área en los recorridos realizados se corroboró la información citada en la hoja geológica Alamor que caracteriza materiales volcánicos y volcano-sedimentarios de la cuenca Alamor.

In-situ se identificó afloramientos naturales y antrópicos que nos permitieron determinar la litología presentes en el área de estudio.

En cada uno de afloramientos registrados se procedió a realizar un análisis macroscópico utilizando una lupa geológica, identificando los minerales presentes y definiendo de manera

apriori el tipo de roca presente; sin embargo, se tomó una muestra de mano en cada afloramiento los cuales fueron analizados más a detalle, corroborando la información o corrigiendo el tipo de roca en el laboratorio de la Universidad Nacional de Loja, el registro de la información quedó establecido (Ver anexo 22).



Figura 6. Identificación de las litologías del sector.

En el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Loja, se utilizó diversos instrumentos para la identificar el tipo de rocas: microscopio, ácido clorhídrico al 10%, lupa, y las fichas de identificación de rocas ígneas, mineralogía de las rocas ígneas, estimación de porcentaje de minerales y diagrama de Streckeisen.

En primera instancia se realizó el lavado de las muestras para quitar las impurezas procedentes del sector con ello se realizó la identificación de textura de la roca y los minerales que más predominan. Una vez culminado este primer paso, con la ayuda del microscopio se procedió a realizar por afinidad el cálculo modal de los minerales formadores de roca: cuarzo, feldespatos y plagioclasas y los demás accesorios definiendo de esta manera en el diagrama de Streckeisen el tipo de roca. Y para determinar o descartar la presencia de carbonatos se le aplico ácido clorhídrico a las muestras. Los datos obtenidos en el análisis petrológico se encuentran registrados en la ficha de laboratorio denominada análisis petrológico superficial (Ver anexo 23).



Figura 7. Análisis petrológico en laboratorio.

Culminada el análisis petrológico en el laboratorio se utilizó esta información y a su vez también la ubicación espacial de los afloramientos para recopilar la información en el programa ArcGIS 10.5, y con ello crear un shapefile para interpolar los grupos de rocas similares delimitando las litologías presentes en la zona en estudio, y de esta manera construir el mapa litológico a escala 1:1000

Geología Subterránea.

El levantamiento geológico subterráneo se lo realizó en base a la topografía subterránea, que comprendió la identificación de los cambios litológicos del interior mina, además de la recolección de información sobre estructuras geológicas como: vetas, vetillas, fallas y diaclasas.

A todas las estructuras geológicas se les tomó con la brújula los elementos de yacencia con notación azimutal mano derecha. Además, se tomó la persistencia del diaclasamiento, rellenos en las diaclasas en fallas, rugosidad, alteración, meteorización y presencia de agua.

Para la identificación del tipo de roca presente en el interior mina, se tomó una muestra de mano en los cambios litológicos, las cuales fueron enfundadas, etiquetadas y custodiadas para ser analizadas en el laboratorio de la Universidad Nacional de Loja. En el laboratorio se procedió a observar en el microscopio los minerales principales y secundarios y para descartar la presencia de carbonatos se aplicó ácido clorhídrico al 10%. Luego de ello se aplicó la tabla del diagrama de Streckeisen con la finalidad de identificar el tipo de roca que pertenecen. Esta información está recopilada en la ficha de laboratorio denominada análisis petrológico subterráneo. (Ver anexo 24).

5.3.1.3. Determinación de las Propiedades Físico Mecánicas de las Rocas

Para poder determinar las propiedades físico mecánicas de las rocas, se realizó en campo un muestreo aleatorio en el macizo rocoso considerando la presencia de discontinuidades, fracturas y posibles zonas de cambio litológico por la tonalidad de la roca. Los ensayos se los realizó 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, tomando como referencia las normas ASTM D420.

Propiedades Físicas

Peso específico aparente: Para este primer ensayo físico se realizó los siguientes pasos.

- 1) Se peso en la balanza analítica una porción de las muestras traídas de campo y se procedió anotar los pesos en una ficha de laboratorio.

- 2) Una vez calculados los pesos, cada porción de muestra fue colocada en distintos recipientes, para sumergirlas en agua durante un periodo de tiempo de 24 horas.
- 3) Culminado el tiempo, se las saco a las muestras y se procedió a limpiar la superficie con un pañuelo quitando el brillo del agua, y de la misma manera se procedió a tomar los pesos saturados de cada una de las muestras con la balanza analítica.
- 4) Una vez determinado el peso saturado se procedió a determinar el peso sumergido, suspendiendo la muestra en la balanza analítica con un hilo sobre un recipiente de agua.
- 5) Una vez realizado este procedimiento, se coloca las muestras en el horno durante un periodo de tiempo de 24 horas a una temperatura de 110 °C, y así de esta manera obtener el peso seco de las muestras.
- 6) Finalmente, obtenido todos los valores se procede a determinar el peso específico aparente con la siguiente expresión.

$$\rho_a = \frac{W_{seco}}{W_{sesaturado} - W_{sumergido}} * \rho_w$$

Para el peso específico del agua se consideró la temperatura ambiente de 18 °C equivalente a 0.9986 gr/cm³.



Figura 8. Ensayo del peso específico aparente.

Peso específico real: Para determinar el peso específico real, se realizó por el método del picnómetro que a continuación se describe el procedimiento.

1. Se machaca las muestras por separado hasta que las partículas pasen por un tamiz de malla # 200, es decir de tamaño 75 μm .
2. Con la ayuda de la balanza analítica y espátula se pesa 30 gramos de cada muestra tamizada.
3. Se llena el picnómetro hasta aproximadamente la mitad con agua desionizada añadiendo posteriormente la masa triturada del paso anterior, una vez dispersada la materia sólida mediante agitación manual y la máquina de vacíos se saca todas las partículas de aire.
4. Se llena todo el picnómetro con agua desionizada hasta enrase y se pesa con una precisión ± 0.01 .
5. Por último, debe vaciarse y limpiarse el picnómetro, llenándolo a continuación con agua desionizada y se anota su peso (W_2).

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

Donde:

W_2 : Peso del picnómetro + agua

W_1 : Peso del picnómetro + agua + muestra pulverizada



Figura 9. Ensayo del peso específico real

Contenido de humedad: Para determinar el contenido de humedad se tomó los resultado obtenidos en los ensayos anteriores considerando la siguiente expresión.

$$CH = \frac{W - W_{seco}}{W_{seco}} * \rho_w$$

Porosidad: Para la determinación del contenido de poros se basó los resultados del peso específico aparente con el peso específico real y se aplicó la siguiente expresión.

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

Propiedades Mecánicas

Resistencia a la compresión simple. Para realizar este ensayo se tomó las muestras en el interior mina en los cambios litológicos, los cuales fueron cortados en cubos con medidas de 50 mm y para la ejecución de este ensayo se realizó los siguientes pasos 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.

1. Para ensayarlos primeramente se tomó las medidas de los ejes (a, b, c), con la ayuda de un pie de rey digital, después se pesó cada una de las muestras y se los colocó en una prensa hidráulica, considerando la cara más pulida.
2. Seguidamente se procedió a ingresar los datos del cubo: medidas (a, b y c), pesó y se alzó la palanca de aire dando inició a la ejecución del ensayo.
3. Se aplicó una carga continua durante un periodo de tiempo de 10 minutos, la velocidad con la que la prensa actúo fue 0.5 y 1 MPa/s.
4. Finalmente, una vez que la prensa dejó de generar fuerza en el cubo se procedió a tomar los datos que el tablero marcó, y se hizo un registro fotográfico de la forma de rotura de cada una de las muestras.

Para el cálculo de resistencia a la compresión simple se utilizó la siguiente expresión:

$$\sigma_c = \frac{F_t}{A} = \frac{\text{Fuerza de tracción aplicada}}{\text{Área de la sección de la probeta}} [MPa]$$



Figura 10. Ensayo de resistencia de compresión simple

5.3.1.4. Caracterización Geomecánica

Tomando como guía la topografía subterránea y la geología se desarrolló estaciones geomecánicas en los cambios litológicos del macizo rocoso, además se tomó como referencia las zonas donde se apreciaba con mayor claridad y longitud el diaclasado en el interior mina.

Una vez determinado las estaciones geomecánicas se procedió a la evaluación del macizo rocoso, tomando las medidas estructurales con la ayuda de la cinta, flexómetro y brújula, con ello se determinó la separación de diaclasas, longitud, apertura, rugosidad, meteorización, filtración y relleno. Los datos fueron registrados en la ficha de campo denominada Caracterización Geomecánica (Ver anexo 26).

RQD. Se utilizó el conteo volumétrico mediante la metodología Palmstrom 1982, a su vez el número de juntas se determinó mediante el conteo volumétrico por metro cuadrado.

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

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



Figura 11. Ubicación de ventanas geomecánicas

RMR. Para determinar la clasificación mediante el RMR, se realizó la sumatoria de los 5 parámetros que establece Bieniawski en 1989, y obtenido los valores se realizó la corrección con la orientación de discontinuidades con respecto al eje del túnel para su respectiva clasificación.

La expresión que se utilizó fue la siguiente:

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

Donde:

- V1: Resistencia de la matriz rocosa
- V2: RQD
- V3: Espaciado de las discontinuidades
- V4: Estado de las discontinuidades
- V5: Condiciones hidrológicas

Índice Q. Para determinar la el sistema de clasificación Q, se utilizó la correlación con el RMR a índice Q establecida por Bieniawski en 1976, mediante la formula.

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

Despejando el parámetro Q se obtiene lo siguiente.

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

Una vez realizado la correlación se obtuvo la calidad de la roca mediante el índice Q sobre el cual se le dio una valoración de acuerdo a su clasificación (Ver Tabla 4).

Tabla 4. Clasificación geomecánica

CLASIFICACIÓN MEDIANTE EL INDICE Q	
Tipo de roca	Calidad de la roca
Excepcionalmente mala	0.001 y 0.01
Extremadamente mala	0.01 y 0.1
Muy mala	0.1 y 1
Mala	1 y 4
Media	4 y 10
Buena	40 y 100
Extremadamente buena	100 y 400
Excepcionalmente buena	400 y 1000

Nota. Tomado de Barton,(1974), como se citó en González de Vallejo (2002,p.508)

Una vez realizada la clasificación se procedió a realizar un mapa geomecánico del interior mina a escala 1: 250

5.3.2. Metodología para el Segundo Objetivo: Analizar la alternativa de acceso en base a las características morfológicas y geomecánicas.

5.3.2.1. Proyección de la mineralización

Para realizar el análisis de la alternativa de acceso, se realizó la proyección de la mineralización, utilizando la metodología de predicción de patrón de afloramientos considerando los datos estructurales de la veta; 044/66 Azimutal mano derecha y la potencia 0.34 cm.

Para realizar la proyección de la veta se trabajó a una misma escala 1:1000 con una tanto para la topografía superficial y subterránea la distancia de entre curvas de nivel es de 1 m

- ✚ Primero se ubicó el punto (z), que marque en una curva de nivel, una vez establecido este punto se procedió a trazar líneas paralelas en función de la distancia (s), que se obtiene mediante la siguiente fórmula.

$$S = \frac{i}{tg(\delta)}$$

Donde

i: Distancia entre curvas de nivel.

$\text{tg}(\delta)$: Inclinación de la veta.

- ✚ Una vez establecido las líneas paralelas, se procedió a trazar líneas perpendiculares a la trazadas del punto z.
- ✚ Finalmente se trazó el ángulo de inclinación con respecto al norte de la veta para unir cada punto con su curva de nivel y de esta manera obtener la proyección de la mineralización.

Una vez realizado la proyección de la veta se ubicó 4 alternativas de acceso posibles al yacimiento de la mina El Faique. Para la ubicación de los puntos se consideró las elevaciones del área donde se evaluó las cotas más bajas y las cotas más altas de la topografía, longitud de excavación e inclinación. Los coordenadas y tipo de labor posibles de acceso se muestran en la tabla 5.

Tabla 5. *Coordenadas de los posibles accesos.*

Puntos	Coordenadas WGS 84		Tipo de labor
	x	y	
1	607950.052517	9522695.59793	Galería
2	607978.284609	9522676.18788	Pique inclinado
3	607941.944867	9522616.42507	Rampa
4	607950.052517	9522695.59793	Plano inclinado

Una vez ubicados las coordenadas de las posibles alternativas de acceso, se realizó una inspección a la mina para verificar y corroborar información sobre las condiciones actuales tanto geomecánicas y geológicas del sector que en el objetivo uno se estableció. (Ver Figura 12).



Figura 12. Posibles puntos de acceso

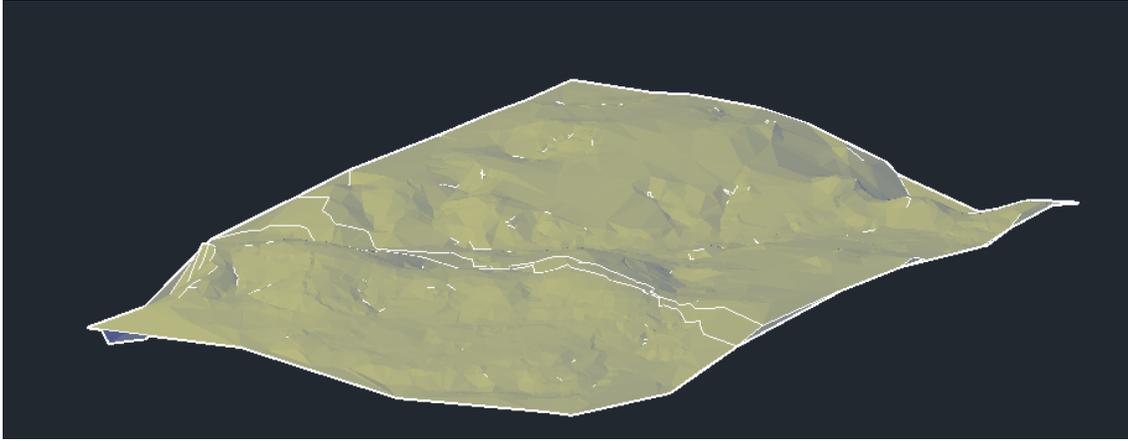


Figura 13. Relieve de la zona de estudio

5.3.2.2. Análisis Morfológico

Para obtener la diferencia de altura que existe en la topografía superficial y subterránea referente a cada una de las alternativas propuestas se trabajó en el software Civil 3D a escala 1:1000; con el modelamiento se estableció la longitud de desarrollo de cada una de las alternativas de acceso y posteriormente se hizo una estimación sobre la sección de las labores mineras para obtener de ello un volumen aparente de extraer. (Ver anexo 27).

5.3.2.3. Análisis Geomecánico

En el análisis geomecánico, se hizo la inspección de campo en cada alternativa de acceso para corroborar la información que en su principio se obtuvo en las labores mineras construidas actualmente, y en base a ello se hizo la interpretación sobre la litología y la calidad de roca que posiblemente se encuentre conforme se construya el acceso adecuado a la mineralización. (Ver Anexo 28).

5.3.2.4. Interpretación de resultados

Para la interpretación y elección de la alternativa adecuada, dentro de la excavación también se consideró la parte técnico minera, en la cual se valora, todo lo que se debe hacer ante la elaboración de acceso principal a un proyecto minero. De tal manera que se elaboró una matriz de decisión analizando las ventajas y desventajas sobre la morfología y geomecánica de cada alternativa propuesta. (Ver Anexo 29).

Mediante la tabla de decisión se determinó la alternativa adecuada de acceso a la mineralización, en la cual se desarrolló la planificación de su proceso constructivo.

5.3.3. Metodología para el Tercero Objetivo: Planificar la labor de acceso

5.3.3.1. Diseño del acceso principal. Para determinar la sección del acceso, se consideró la relación del esfuerzo vertical y el esfuerzo horizontal mediante los propuestos por Hoek y Brown y la teoría de la bóveda de equilibrio natural establecido por Protodyakonov. Además, se consideró lo propuesto por Lawson 2013.

Las ecuaciones son las siguientes:

Esfuerzo horizontal propuesto por Hoek y Brown (1980)

$$\sigma_v = \gamma * z$$

Donde:

γ : Densidad de la roca en MN/m³

z: Profundidad.

Constante K para obtener el esfuerzo horizontal se utilizó la ecuación propuesta por Sheorey (1994).

$$K_0 = 0.35 + 7 * E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right)$$

Donde:

Eh: Módulo elástico

z: Profundidad.

Para obtener Eh, se realizó la aproximación propuesta por Serafim y Pereira (1983).

$$E_h = 10^{\frac{RMR-10}{40}} (GPa)$$

Esfuerzo vertical propuesto por Hoek y Brown (1980).

$$\sigma_h = K_0 * \sigma_v$$

Tabla 6. Elección de forma de la galería.

Tipo de Roca	Forma	Comentarios
RMR > 50	Forma en D con lados verticales o inclinados y fondo plano	Más fácil de construir
RMR 30 a 50	Forma de herradura con lados curvados	Reduce los costos de soporte de los lados

RMR 20 a 30	Herradura con lados curvados y fondo curvado	Un fondo curvado con shotcrete puede ser más económico que anclar el fondo y/o un fondo estructural de RC
RMR 10 a 20	Forma compuesta por 3 o más curvas	Usualmente, una curva de 3 radios que comprende arco, hombro y fondo, o una curva de 5 radios que comprende arco, hombro, lado, haunch y radios del fondo
RMR < 10	Circular	

Nota. Tomado de Lawson (2013).

Las dimensiones del acceso están en función de las ecuaciones establecidas por Blanco y Sargentón (2009) y la maquinaria que va a ingresar al interior mina además de los espacios adicionales como la entrada y salida del personal, tuberías de agua, tuberías de aire comprimido, seguridad, drenaje, ventilación y alumbrado; todos los diseños serán ejecutados mediante los programas de Civil 3D y AutoCAD.

Para el ancho:

$$B_o = m + KA + n + p + 2F$$

Donde:

m: Distancia entre la pared y el vagón: m

K: Número de espacios

A: Ancho del vagón: m

p: Seguridad entre el transporte y el espacio del personal: m

n: Espacio para el acceso de los trabajadores: m

2F: Espacio para la fortificación: m

$$n = 0.7 + (\text{Tamaño promedio}) * \cot(80)$$

Para la altura:

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

Para la altura de la bóveda:

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

Cálculo de rieles

Para el cálculo de los rieles se consideró el Manual de Normativa Férrea del Ministerio de Transporte de Colombia 2013.

$$q = 9 * \left(\frac{P}{2} + 0.00003861 * \frac{P * V^2}{2} \right)^{\frac{2}{3}}$$

Donde:

P: Tn (Peso por eje)

V: Km/h (velocidad máxima de circulación).

Durmientes:

Para el cálculo de los durmientes, se consideró, lo que más este disponible en el mercado.

Balasto:

Para el cálculo de balasto se tomó en cuenta la siguiente ecuación.

$$h = \left(\frac{16.8 * P_a}{P_c} \right)^{\frac{4}{5}}$$

Donde:

Pc: Presión de apoyo del subblasto (PSI)

Pa: Presión distribuida uniformemente sobre la cara del durmiente (PSI)

h: Profundidad bajo la cara (in).

5.3.3.2. Ciclograma de trabajo. Se determinó el proceso de construcción de la labor de acceso el cual incluye: perforación y voladura, ventilación, saneamiento, carga y transporte y fortificación.

a) **Arranque:** El arranque para el diseño del acceso principal se lo realizó mediante dos tipos:

Arranque mecánico: Se estableció este tipo de arranque ya que en los primeros horizontes el análisis del macizo rocoso se obtuvo una roca de mala calidad.

Perforación y voladura: Para determinar este parámetro se realizó el diseño de 2 pasaportes de perforación y voladura, por motivos que la roca en los primeros metros tiende a tener una fortaleza baja y a medida que se va profundizando se estima que cambie a una mayor fortaleza.

Las ecuaciones que se utilizaron para el diseño de los pasaportes de perforación y voladura son las propuestas por Holmberg, (1982), López Jimeno et al. (2003, p.310), y Langerfors y Kihlstrom (1963).

Tabla 7. Consideraciones generales para la voladura.

Diámetro de los barrenos	db = d_{explosivo} + 4 (mm).	dc: Diámetro del explosivo
-------------------------------------	---	---------------------------------------

Longitud de perforación efectiva (Holmberg)	$L_p = 0.15 + 34.12D_2 - 39.4D_2^2 = (m).$	D ₂ : Diámetro del taladro de alivio
Longitud real de avance	$L_{real} = 0.95 * (L)$	L: Longitud de perforación
Número de taladros aproximados	$N_{tal} = 10\sqrt{AT * HT}$	A: Ancho total H: Altura total
Error de perforación	$E_p = (\alpha * L_{real}) + e'$	α : Desviación empate (0.02) e' : Desviación angular (0.01)
Densidad de carga	$q = \rho_{Explosivo} * \frac{(\pi * (D_{explosivo})^2)}{4} * 10^{-6}$	$\rho_{explosivo}$: Densidad del explosivo. D _{explosivo} : Diámetro del explosivo.
Diámetro del taladro vacío de alivio.	$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{2}$	ϕ_1 : Diámetro de perforación
Concentración de carga del explosivo	$q_{explosivo} = \frac{7.854 * \rho_{Explosivo} * D_{explosivo}^2}{1000}$	$\rho_{explosivo}$: Densidad del explosivo. D _{explosivo} : Diámetro del explosivo
Concentración de carga del Anfo	$q_{Anfo} = \frac{7.854 * \rho_{ANFO} * D_{ANFO}^2}{1000}$	$\rho_{explosivo}$: Densidad del ANFO. D _{explosivo} : Diámetro del ANFO
Consumo específico (CE)	$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$	ρ_r : Densidad de la roca
Constante de la roca	$C = 0.8784 * (C.E) + 0.0052$	C.E: Consumo específico

Longitud del taco	$T = 10 * db$	db: Diámetro del taladro de perforación
-------------------	---------------	---

Para determinar la sección 3 y 4 son las mismas fórmulas que se muestran en la sección 2, las fórmulas para el cálculo del cuele se muestran en la tabla 8.

Tabla 8. Ecuaciones para el cálculo del cuele.

Cálculos	Sección 1	Sección 2
Burden	$B = 1.7 * db$	B_1
		$= 0.088 * \sqrt{\frac{Ah_0 * q_0 * RWS_{Anfo}}{\phi_1 * C}}$
Burden Práctico	$B_p = B - Ep$	$B_{p1} = B_1 - Ep$
Espaciamiento	$Ah_0 = B_p * \sqrt{2}$	$Ah_1 = \sqrt{Xc^2 + Xd^2}$
Número de cartuchos	$Nc = \frac{L - (0.5 * T)}{\text{longitud del cartucho}}$	$Nc = \frac{(L_{real} - 0.5 * B_1)}{\text{longitud del cartucho}}$
Número de Taladros	4	4

Donde:

db: Diámetro del taladro de perforación

Ep: Error de perforación

RWS_{anfo}: Potencia relativa del anfo

q₀: Densidad de carga

T: Taco

Para el cálculo de X_c y X_d, de la sección 2 se utiliza la siguiente fórmula.

$$X_c = X_d = (\text{sen}(45) * \left(\frac{\phi_2}{2}\right) + B_p) + B_{p1}$$

Donde:

B_p =Burden práctico de la primera sección

B_{p1} : Burden práctico de la segunda sección

\emptyset_2 : Diámetro del taladro de alivio.

Para el cálculo de X_c y X_d , de la sección 3 y 4 se utiliza la siguiente fórmula.

$$X_c = X_d = \frac{Ah_1}{2} + B_{p2}$$

Donde:

Ah_1 : Espaciamiento de la segunda sección.

B_{p2} : Burden práctico de la tercera sección.

Para las ayudas en la tabla 9, se muestran las ecuaciones para determinar cada parámetro; antes de realizar los cálculos se debe hacer una corrección de la constante C.

$$B \leq 0.6 * Lreal$$

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

$$C = c + 0.05$$

Tabla 9. Ecuaciones para el cálculo de las ayudas.

Cálculos	Hastiales	Corona	Arrastre
Burden	$B_{ac} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RWS_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \right)$	$B_{ac} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RWS_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \right)$	$B_{az} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RWS_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \right)$
Burden Práctico	$B_{pah} = \frac{AT - Ah_2}{4}$	$B_{pac} = \left(0.51 * \left((0.64 * (HT - Ah_2)) \right) \right)$	$B_{paz} = \frac{(0.36 * (HT - Ah_2))}{2}$
Espaciamiento	$S_{ah} = \frac{Ah_2}{NT}$	$S_{ac} = 0.3333 * (0.6533 * AT)$	$S_{az} = 0.3333 * (0.72 * AT)$
Ancho Abertura	$Ah_{ayudah} = Ah_2 + (2B_{ah} * S_{ah})$	$Ah_{ac} = 0.6533 * AT$	$Ah_{az} = 0.6533 * AT$
Número de cartuchos	$Nc = \frac{(Lreal - 0.5 * B_{ah})}{longitud\ del\ cartucho}$	$Nc = \frac{(Lreal - 0.5 * B_{ac})}{longitud\ del\ cartucho}$	$Nc = \frac{(Lreal - 0.5 * B_{az})}{longitud\ del\ cartucho}$
Número de Taladros	$NT = \frac{AT - Ah_2}{\frac{S}{B}} + 2$	$NT = \frac{0.6533 * AT}{\frac{S}{B}} + 2$	$NT = \frac{0.72 * AT}{\frac{S}{B}} + 2$

En la tabla 10, se muestran los factores de fijación y constantes.

Tabla 10. Constantes y valores de fijación

Constantes y valores de Fijación		
Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	Relación (S/B)
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	1.25
Para taladros de corona	-	0.8
Para taladros de piso	-	1

Nota. Tomado de Holmberg y manual de voladura ENAEX.

Para el cálculo de los contornos tanto de los hastiales, corona y arrastre en la tabla 11, se muestran las ecuaciones correspondientes.

Tabla 11. Ecuaciones para el cálculo de los contornos.

Cálculos	Hastiales	Corona	Arrastre
Burden	$B_{ac} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RW S_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \right)$	$B_c = \frac{S_c}{0.8}$	$B_{az} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RW S_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \right)$
Burden Práctico	$B_{ph} = \frac{(0.2755 * AT)}{2}$	$B_{pc} = B_c - L * \text{sen}(\gamma) - E_p$	$B_{pA} = B_A - Lreal * \text{sen}(\gamma) - E_p$
Espaciamiento	$S_h = 0.3345 * (HT - r)$	$S_c = K * \phi_1$	-
Ancho Abertura	$Ah_h = HT - r$	-	$Ah_A = HT$
Número de cartuchos	$N_c = \frac{(Lreal - 0.5 * B_{ah})}{\text{longitud del cartucho}}$	$N_c = \frac{(Lreal - 0.5 * B_{ac})}{\text{longitud del cartucho}}$	$N_c = \frac{(Lreal - 0.5 * B_{az})}{\text{longitud del cartucho}}$
Número de Taladros	$NT = \frac{HT - r}{\frac{S}{B}} + 2$	$NT = \frac{AT}{B_c * \frac{S}{B}} + 2$	$NT = \frac{(AT + 2Lreal * \text{sen}(\gamma))}{B_A * \frac{S}{B}} + 2$
Espaciamiento en el arrastre central	-	-	$S_{A1} = \frac{(AT + 2Lreal * \text{sen}(\gamma))}{6 - 1}$
Espaciamiento en el arrastre de las esquinas	-	-	$S_{A2} = 0.97 - (AT * \text{sen}(\gamma))$

En la tabla 12, se muestra el formulario para el cálculo de la concentración de carga para el cuele, ayudas, y contornos.

Tabla 12 .Ecuaciones para el cálculo de cargas

Tipo	Cuele	Hastiales	Corona	Arrastre	Ayuda hastial	Ayuda corona	Ayuda arrastre
Longitud de carga de columna	$Lcc = Hp - (Lcf + T)$						
Longitud de carga de fondo	$Lcf = \frac{Hp}{3}$	$Lcf = \frac{Hp}{6}$	$Lcf = \frac{Hp}{6}$	$Lcf = \frac{Hp}{3}$	$Lcf = \frac{Hp}{3}$	$Lcf = \frac{Hp}{3}$	$Lcf = \frac{Hp}{3}$
Taco	$T = 10 * D1$						
Carga de Fondo	$qf = Lcf * q_{explosivo}$						
Carga de columna	$qc = Lcc * q_{anfo}$						

b) **Ventilación:** Para la ventilación en la mina se calculó en función del gasto de la sustancia explosiva, cantidad de personas en el trabajo y la cantidad de polvo en la perforación y voladura, haciendo referencia a las fórmulas establecidas por Patiño, (2023).

Una vez determinado estos parámetro se eligió el ventilador eficiente para este proceso.

Cantidad de aire de acuerdo al gasto de sustancia explosiva.

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

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 es igual a 0.040 m³

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

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

K: Coeficiente de reserva de aire: 1.45

Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de personas.

La cantidad de aire de acuerdo al número de personas se calculó en base al reglamento de seguridad y salud en el trabajo en el ámbito minero, Capitulo IV, Art.104. Ver tabla 13

Tabla 13. Flujo de aire requerido por persona

Altura de la mina (msnm)	Flujo por persona (m³/min)
Hasta 1500	3
1500-3000	4
3000-4000	5
Más de 4000	6

Nota. Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el Ámbito Minero (2020).

$$Q_{ap} = q * n$$

Donde:

q: aire por persona

n: Cantidad máxima de personas en el frente

Cantidad de aire por velocidad mínima para remover polvo.

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

Donde:

V: Velocidad mínima en la norma de seguridad 0.15 m³/s

S_{fran}: Sección del acceso franqueado

Caudal de aire total.

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

Caudal de aire según las fugas.

$$Q_{FU} = 15\% \times Q_{T1}$$

Caudal de aire requerido.

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

c) Saneamiento: Para la acañadura se eligió de manera manual, siguiendo el orden que establece el capítulo VI, del reglamento de seguridad y salud en el trabajo en el ámbito minero.

d) Carga y transporte: Para el desarrollo de la carga y transporte, se eligió el medio por el cual se sacará el material producto de la excavación y voladura, en este caso el izaje tomando como base las ecuaciones establecidas por Borisov et.al, (1976).

Peso del vagón cargado (SL)

$$Sl = \frac{V_{vagon} * \delta_{roca} * \psi}{Ke}$$

Donde:

Ψ: Coeficiente de llenado: 0.9

δ_{roca} : Densidad de la roca: Tn/m³

K_e : Factor de esponjamiento: 1.6 roca andesita.

Elección del factor de seguridad.

Se eligió el factor de seguridad con la finalidad de asegurar que el cable pueda soportar una carga mayor que la carga máxima esperada, para ello, se consideró lo que establece Bezabala. En la tabla 14, se muestra el factor de seguridad para los cables de izaje.

Tabla 14. Elección del factor de seguridad para el cable.

Aplicación	Factor de seguridad
Tirantes de cable o torones (trabajo estático)	3 a 4
Cables principales para puentes colgantes	3 - 3.5
Cables de suspensión (péndulo para puentes colgantes)	3.5 – 4
Cables de tracción para teleféricos y andariveles	3 a 4
Cada cable de operación de una grúa almeja	5 a 6
Palas mecánicas - excavadoras	5
Cable de arrastre en minas	4 a 5
Cables de izaje en minas (vertical e inclinado)	7 a 8
Grúas tecles y polipastos industriales	6 mínimo
Ascensores - elevadores - para personal	12 a 15
Ascensores - elevadores - para material y equipos	7 a 10
Grúas con crisoles calientes de fundición	8 mínimo

Nota. Tomado de Bezabala (s.f).

Carga total que soporta el cable.

$$F_c = F_s * (SL + Tara_{vagon})$$

Donde:

Fs: Factor de seguridad.

SL: Peso del vagón cargado

Tara_{vagón}: Tara del Valde

Una vez determinado el cable se procede a la elección del adecuado en catálogos.

Peso del cable

$$L_c = P$$

Donde:

P: Longitud de la excavación

Peso real del cable

$$R = L_c * P_c$$

Donde:

P_c: Peso por metro del cable: Kg/m

R: Peso real del cable.

Comprobación del factor de seguridad

Esfuerzo de extensión

$$\sigma_e = \frac{w * a}{g}$$

Donde:

a: Aceleración del sistema: 0.6-1m/s²

g: Gravedad: 9.81 m/s²

W: Carga máxima total a levanta.

Esfuerzo de doblado o curvatura.

Los cálculos para el esfuerzo de doblado se basan en el diámetro del tambor y para ello Andrade (2014), establece en la tabla 15.

Tabla 15. Elección de los diámetro del tambor.

Labor	Diámetro del tambor
Pozos	$D \geq 60d$
Inclinados	
Pozos	Sí $d \geq 25$ mm entonces $80d \leq D$
verticales	$\geq 100d$
	Sí $d < 25$ mm entonces $D \geq 60d$

Nota. Tomado de Muzo (2020), así como se citó de Andrade (2014).

$$\sigma_d = \frac{A * E * d_w}{D}$$

Donde:

A: Área aproximada del alambre

E: Módulo de elasticidad del cable

d_w : Diámetro del hilo de alambre

D: Diámetro del tambor.

Comprobación

$$\frac{RR}{F_t} > F_s$$

Donde:

RR: Resistencia del cable a la rotura: Catálogo del cable

F_t: Sumatoria de todas las cargas

Polea

Para la elección de la polea, se consideró lo que establece Muzo (2020). Ver tabla 16.

Tabla 16. Relación entre el diámetro del cable y polea

Cable	Peso por lb	Diámetro mínimo de la polea in
6x7 de arrastre	1.5*d ²	42*d
6x19 de izaje normal	1.6*d ²	26d - 34d
6x37 flexible especial	1.55*d ²	18*d

Nota. Tomado de Muzo (2020), así como se citó de Andrade (2014).

Una vez establecidos los cálculos se procedió a elegir en catálogos el winche que más adapte a estas características.

Tonelaje.

Para el cálculo del tonelaje se utilizó las siguientes ecuaciones.

Cálculo del volumen.

$$V_t = A * L_{avance} * K$$

Donde:

A: Área o sección de la galería: m

L_{avance}: Longitud de avance: m

K: Factor de esponjamiento: 1.6

Capacidad real del vagón

$$C_{rv} = C_v * K$$

Donde:

Cv: Capacidad del vagón

K: Coeficiente de esponjamiento: 1.6

Número de vagones.

$$N_v = \frac{V_r}{C_{rv}}$$

Donde:

Vr: Volumen real: m³

C_{rv}: Capacidad real del vagón .

Tiempo de acarreo del vagón.

$$t = \frac{d}{v}$$

d: Distancia (m)

v: m/min

Tiempo de carga y transporte.

$$T_{cvt} = T_{ll} + T_a + T_d + T_r$$

Donde:

T_{ll}: Tiempo de llenado: min

T_a: Tiempo de acarreo: min

T_d: Tiempo de descarga: min

T_r: Tiempo de retorno: min

e) **Iluminación:** Se consideró el flujo luminoso en función de la distancia de la excavación, y para determinar cuánta iluminación se necesita se utilizó el método de lúmenes.

Coeficiente de reflexión: Para calcular el coeficiente de reflexión se consideró la tabla 17.

Tabla 17. Coeficiente de reflexión.

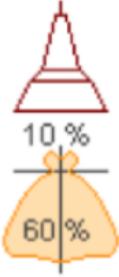
	Color	Factor de reflexión
Techo	Blanco o muy claro	0.7
	Claro	0.5
	medio	0.3
Paredes	Claro	0.5
	medio	0.3

	Oscuro	0.1
Suelo	Claro	0.3
	Oscuro	0.1

Nota. Tomando de Mendieta (2023).

Factor de utilización: Para determinar el factor de utilización se utilizó la tabla 18.

Tabla 18. Factor de utilización.

Tipo de aparato de alumbrado	Índice del local k	Factor de utilización														
		Factor de reflexión del techo														
		0.8			0.7			0.5			0.3		0			
		Factor de reflexión de las paredes														
		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	.38	.34	.32	.38	.34	.31	.33	.31	.30			
	0.8	.48	.43	.40	.47	.42	.40	.46	.42	.39	.41	.38	.37			
	1,00	.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			
	2,00	.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			
	3,00	.70	.67	.65	.69	.66	.64	.65	.63	.61	.60	.59	.56			
	D _{max} =1.0H _m		4,00	.72	.70	.68	.70	.69	.67	.67	.66	.64	.63	.61	.58	
	1m	.70	.75	.80	5,00	.73	.71	.70	.71	.70	.68	.68	.67	.66	.64	.63

Nota. Tomado de Mendieta (2023).

Factor K: El factor K, se lo cálculo con la siguiente ecuación.

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

Donde:

a: Ancho de la excavación

b: Longitud de la excavación

h: Altura de la excavación

Coefficiente de mantenimiento Para determinar el coeficiente de mantenimiento se consideró el ambiente en donde estarán las lámparas iluminando.

Ambientes limpios: 0.8

Ambientes sucios: 0.6

Flujo luminoso.

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

Donde:

Em: Iluminancia deseada: 10 lux (Minas)

S: Superficie:

Cu: Coeficiente de utilización:

Cm: Coeficiente de mantenimiento:

Número de luminarias

$$N = \frac{\Phi}{n * \Phi L}$$

Donde:

ΦT : Flujo luminoso: Lm

ΦL : Coeficiente de utilización: Catálogo de la bombilla

Distancia máxima entre luminarias

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

Donde:

b: Longitud de la excavación: m

N: Número de las luminarias:

Altura de las luminarias y el techo.

$$h = Ht - Hs$$

Donde:

Ht= Altura total: m

Hs: Altura del plano de trabajo: m

f) Drenaje: Para el drenaje, se estimó un caudal considerando que en el último tramo de la caracterización geomecánica presento humedad el macizo rocoso y a su vez el caudal generado por la perforadora y la limpieza del frente.

En función de estos caudales se eligió las bombas mediante catálogos para extraer el agua, considerando la construcción de nichos para instalar las bombas.

g) Fortificación: Para determinar el tipo de sostenimiento de la excavación se consideró los métodos empíricos propuestos por el RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton.

Tiempo de sostenimiento de las labores mineras.

El tiempo de sostenimiento de las labores mineras, se estableció en función del RMR de Bieniawski ver figura 14

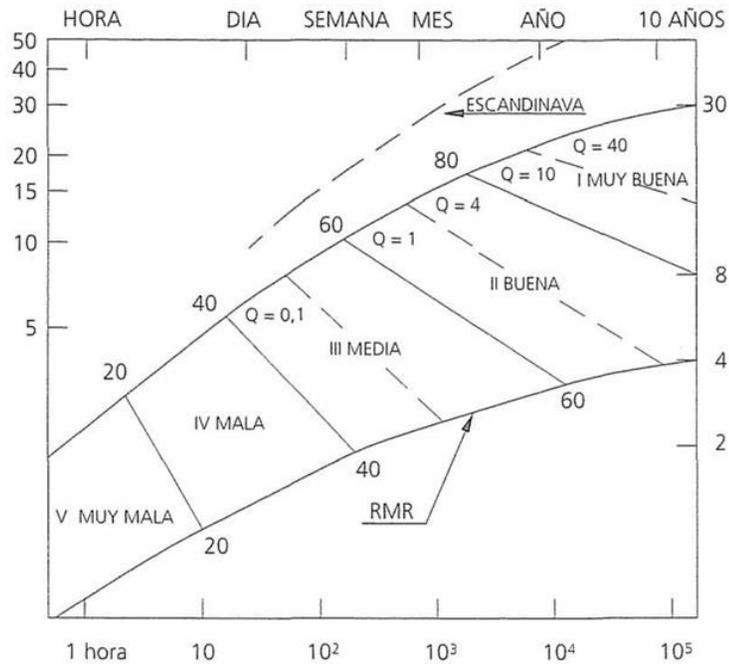


Figura 14. Tiempo de sostenimiento

5.3.3.3. Planificación de la construcción.

Dentro de la planificación en la construcción del acceso principal, una vez ubicado el lugar específico donde se construirá, se realizará un ciclograma de trabajo con todos los tiempos de su proceso constructivo: perforación y voladura, ventilación saneamiento, fortificación y carga y transporte.

5.3.3.4. Evaluación de Costos. Se determinará los costos del proceso constructivo de la labor de acceso en la mina El Faique tomando a consideración los costos directos y los costos indirectos. Para así de esta manera obtener como resultado costos por metro lineal de avance, costos por metro cúbico y costos por avance respecto a la perforación.

6. Resultados

6.1. Resultados del primer objetivo: Caracterización geológica y propiedades geomecánicas.

6.1.1. Topografía superficial.

La concesión minera “El Faique” contiene una superficie total de 80 hectáreas, sin embargo, el frente de interés se centra en un área de 4.16 hectáreas, que es donde se encuentra establecido el campamento que cuenta con un taller mecánico, comedor, dormitorios, área de combustibles y polvorín. Dentro de la zona de interés existe una diferencia de altura entre la cota más alta y la cota más baja de 30.5 m; en donde la cota más baja está en los 382.5 m.s.n.m y la cota más alta se encuentra en los 417.5 m.s.n.m (ver figura 15). Por otro lado, según la clasificación de pendientes morfológicas el área de estudio mantiene una pendiente de 11.98 % lo que la clasifica como terreno moderadamente inclinado. Se encuentra el mapa topográfico a detalle (Ver Anexo 1).

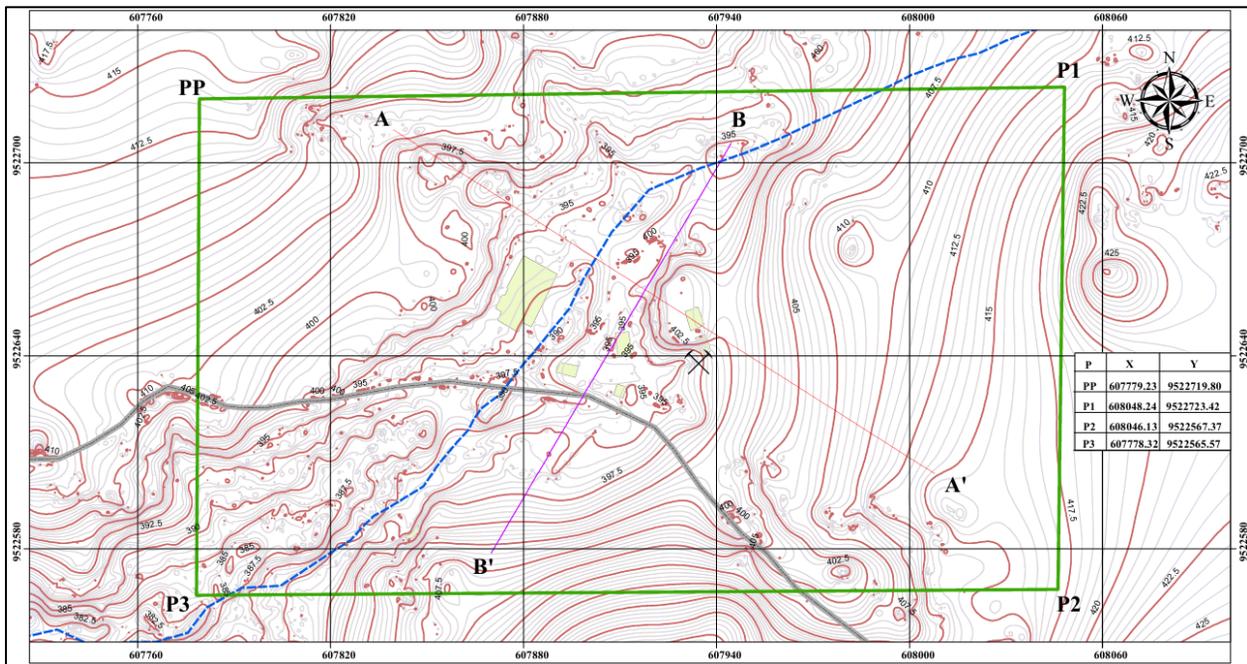


Figura 15. Topografía superficial de la mina “El Faique”

En la figura 16, se muestran dos cortes topográficos A-A' y B-B'; el corte A tiene una longitud de 199.43 m y el corte B una longitud de 147.61m. La diferencia de altura que existe en el corte A es de 21.764 m y en el corte B de 10.82 m. La cota más baja en el corte A es de 393.019 m.s.n.m donde se ubica la quebrada S/N que está a una distancia de 73.72 m desde el vértice (A) y la cota más baja es de 414.783 m.s.n.m que está a una distancia de 199.43 m desde el vértice (A).

La cota más baja dentro del corte B es de 392.5 m.s.n.m donde se ubica la vía de acceso a la mina El Faique situado a una distancia de 90.32 m desde el vértice (B) y la cota más alta es de 403.32 que está a una distancia de 147.61 m desde el vértice (B). El corte topográfico se encuentra en (Ver anexo 2).

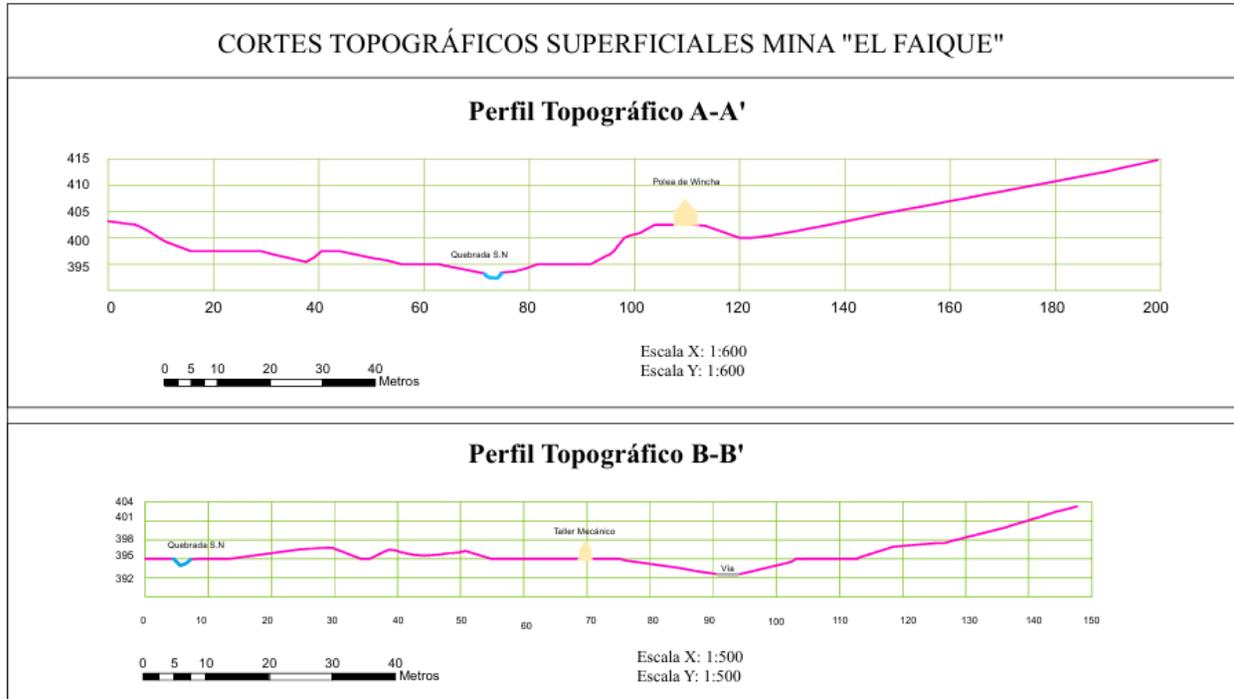


Figura 16. Cortes superficiales de la mina “El Faique”

6.1.2. Topografía subterránea

En la infraestructura topográfica existe una galería de acceso ubicado a una altura de 394.39 m.s.n.m la longitud de esta labor minera es de 37.65 m cuyas dimensiones son de 1.55 x 1.75 m. En la misma altura existe un acceso antiguo con una longitud de 27.6 m, las dimensiones de esta labor es de 1.5 x 1.6 m. De la misma a una cota de 332.89 m.s.n.m existe una galería de avance con longitud de 1.4 x 2.2 m, con una longitud de 48.61 m. (Ver Anexo 3)

A demás existen dos piques uno de acceso del personal y el otro para la extracción de estéril mineral. En el pique de acceso del personal tiene una longitud de 61.5 m con dimensiones que van de 1.6 x 1.32 m, la inclinación de esta labor minera va de los 66° a 70° en algunas partes. Mientras que el pique de extracción de estéril mineral tiene una longitud de 65.73 m, cuyas dimensiones son de 2.4 a 1.15 m. la inclinación de esta labor es de 66°. Las labores de excavación sobre de la mina “El Faique” se encuentran en la tabla 19.

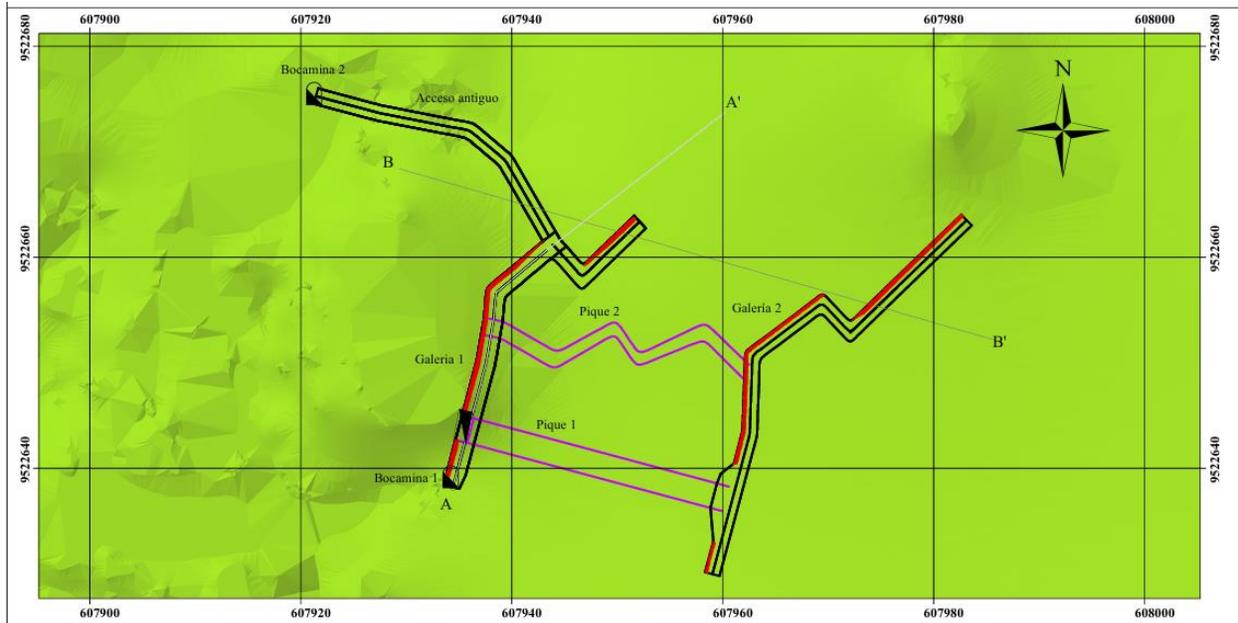


Figura 17. Topografía subterránea “El Faique”

Tabla 19. Infraestructura subterránea

Infraestructura Subterránea					
	Labores	Ancho	Alto	Longitud (m)	Pendiente
Galerías	Galería 1	1.55	1.75	37.65	-1
	Galería 2	1.4	2.2	48.61	-1
	Acceso antiguo	1.5	1.6	27.6	-1
	Labores	Largo	Ancho	Longitud (m)	
Piques	Pique 1	2.4	1.15	65.73	-
	Pique 2	1.6	1.32	61.5	-

Por otro lado, se realizó dos cortes topográficos subterráneos donde se especifica la diferencia de altura que existen en cada una de las labores mineras desde la superficie hasta el final de la excavación. Ver figura 18. Para un mejor entendimiento (Ver Anexo 4).

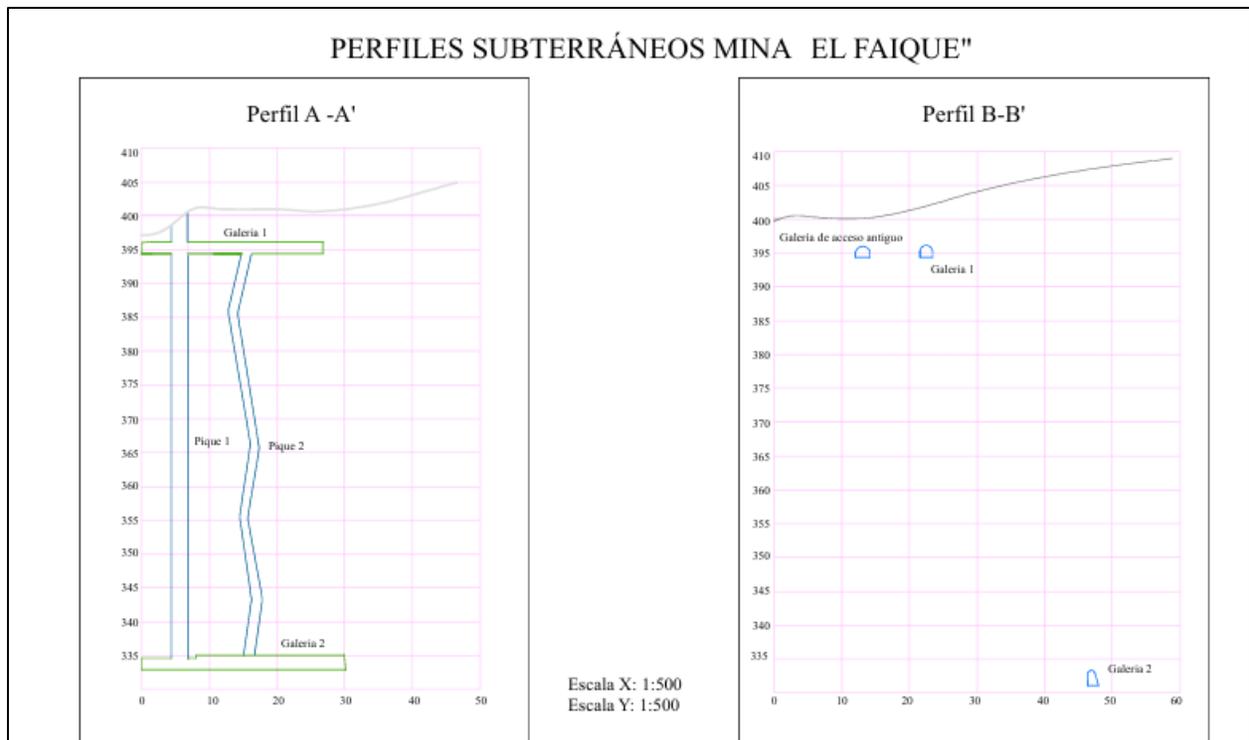


Figura 18. Cortes subterráneos de la mina “El Faique”

6.1.3. Geología

Las litologías del área de estudio comprenden el trabajo que se realizó en el levantamiento de afloramientos tanto de superficie como subterráneo en el cual se desarrolló un mapa litológico a escala 1: 1000 (ver anexo 5), y un corte litológico subterráneo a escala 1: 1000 (ver anexo 6)

6.1.3.1. Litologías de superficie. En el recorrido del área minera se encontró 9 afloramientos los cuales ayudaron a interpretar la litología del sector de estudio.

Dentro de las litologías se encontró con rocas cuarzodioritas, andesitas porfiríticas , andesitas meteorizadas y aluviales, todas esta información se encuentra respaldada con los afloramientos que se muestran a continuación.

Descripción de afloramientos

- ***Afloramiento 1: Cuarzodiorita***

Este tipo de roca se encuentra aflorando en tres parte del sector de estudio, las diaclasas van con Azimutal mano derecha de: 265/32. Al ser analizado en el laboratorio se determinó que es una roca que de tipo cuarzodiorita ya que presento una textura afanítica es decir de grano grueso, y con el análisis macroscópico se determinó que contiene 31.25% de cuarzo, 63.75% de

plagioclasas y 5% de feldespatos, además se identificó minerales secundarios oscuros, y como mineralización pirita.

Coordenadas:

X: 607937

Y: 9522603



Figura 19. Análisis del afloramiento 1 superficial en la “El Faique”

- ***Afloramiento 2: Cuarzodiorita***

El afloramiento 2, corresponde a un afloramiento antrópico, que se encontró en la vía que da el acceso a la mina El Faique, los datos estructurales son: 253/31, con el análisis macroscópico se determinó que se trata de roca cuarzodiorita ya que en su composición mineralógica se obtuvo como resultado cuarzo 26.32%, plagioclasas 70.18% y feldespatos 3.51%, como minerales secundarios se determinó biotita y piroxenos y finalmente dentro de su mineralización contiene la presencia de pirita.

Coordenadas:

X: 607921

Y: 9522603

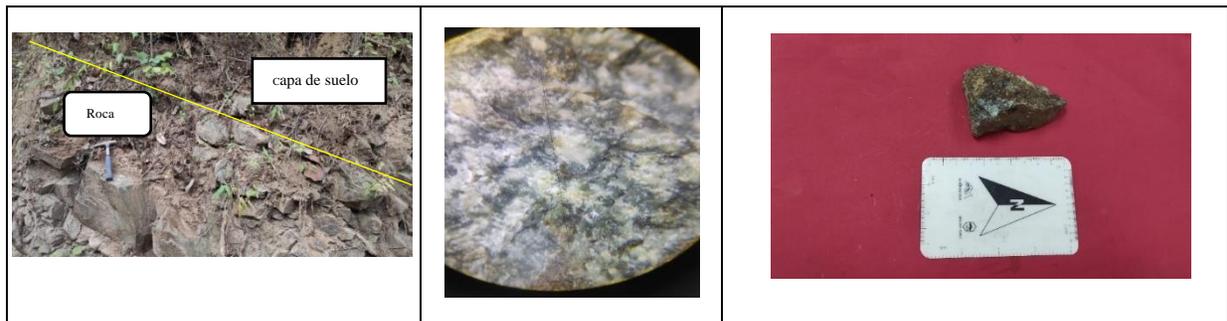


Figura 20. Análisis del afloramiento 2 superficial en la mina “El Faique”

- ***Afloramiento 3: Cuarzodiorita***

Este afloramiento corresponde a uno antrópico de igual forma se encuentra aflorando en la vía de acceso a la mina El Faique, los datos estructurales son de 254/32, se trata de una roca cuarzodiorita, ya que los resultados del análisis macroscópico indican que contiene cuarzo 44.3%,

plagioclasas 50.63% y feldespatos 5.06%, como minerales secundarios se encontró biotita y piroxeno, y como mineralización contenía pirita.

Coordenadas:

X: 607894

Y: 9522611

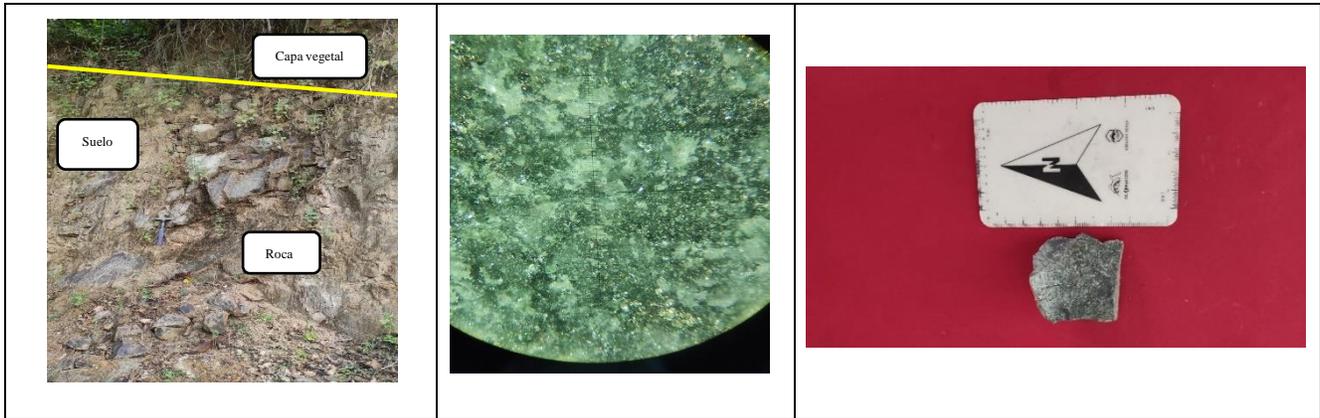


Figura 21. Análisis del afloramiento 3 superficial en la mina “El Faique”

- ***Afloramiento 4: Andesita Porfírica***

Para definir los límites de la litología se extendió fuera del polígono donde se encontró como un afloramiento antrópico de tipo andesita porfírica, debido a que contenía un textura fanerítica y la cantidad de los granos era superior al 25%, en el diagrama de Streckeisen se identificó los minerales formadores de roca cuyos porcentajes son: cuarzo 12.82%, plagioclasas 76.92 % y feldespatos 10.26 % las medidas estructurales de las diaclasas son: 132/29 como minerales secundarios se identificó carbonatos, y dentro de su composición mineralógica sulfuros como pirita; en la figura 22, se muestra el afloramiento, la muestra de campo y su análisis petrológico en el laboratorio.

Coordenadas:

X: 607774

Y: 9522631

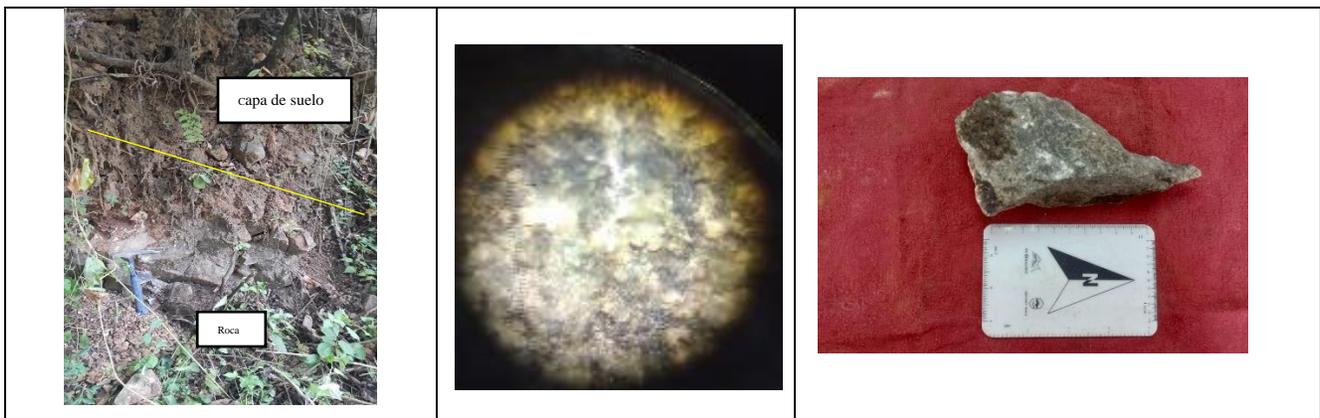


Figura 22. Análisis del afloramiento 4 superficial en la mina “El Faique”

- ***Afloramiento 5: Depósitos Aluviales***

El afloramiento 5 localizado en la quebrada S/N, se encuentra ubicado a 20 metros del campamento de la mina El Faique en donde se encontró materiales sueltos, que por su forma y tamaño corresponden a depósitos aluviales, dentro de estos materiales sueltos se aprecia cantos que van desde 1 cm hasta cantos de 25 cm, además existe la presencia de arena, fragmentos de roca que por el análisis visual corresponden a rocas andesíticas, cuarzodioritas, basalto y andesita

Coordenadas: X: 607919 Y: 9522707



Figura 23. Análisis del afloramiento 5 superficial en la mina “El Faique”
• **Afloramiento 6: Andesita meteorizada**

En este afloramiento se pudo determinar que corresponde a una andesita meteorizada ya que aún se puede apreciar los clastos y minerales como cuarzo, que contiene la roca andesita, esta meteorización se encuentra varios metros de profundidad, ya que se lo corroboró con las labores mineras subterráneas, este afloramiento se encuentra visible en la entrada de la boca mina, y en la parte superficial de la misma, está alta se debe a que la roca estuvo más expuesta a los agentes erosivos como agua, aire, viento y contenido de materia orgánica.

Coordenadas: X: 607937 Y: 9522660



Figura 24. Análisis del afloramiento 6 superficial en la mina “El Faique”.

- **Afloramiento 7: Andesita Porfírica**

Este tipo de afloramiento corresponde a uno de tipo natural, dentro de este afloramiento se encontró con roca andesita porfírica, una vez analizados en el laboratorio se determinó que los porcentajes de minerales formadores de roca tiene: cuarzo 5.36 %, plagioclasas al 80.36 % y feldespatos 14.29 %, además contiene como minerales secundarios biotita. Al ser una roca que expuesta a los diferentes agentes erosivos se encuentra ligeramente alterada, no presente mineralización. Los elementos estructurales de las diaclasas tienen 45/255.

Coordenadas:

X: 607913

Y: 9522585.8

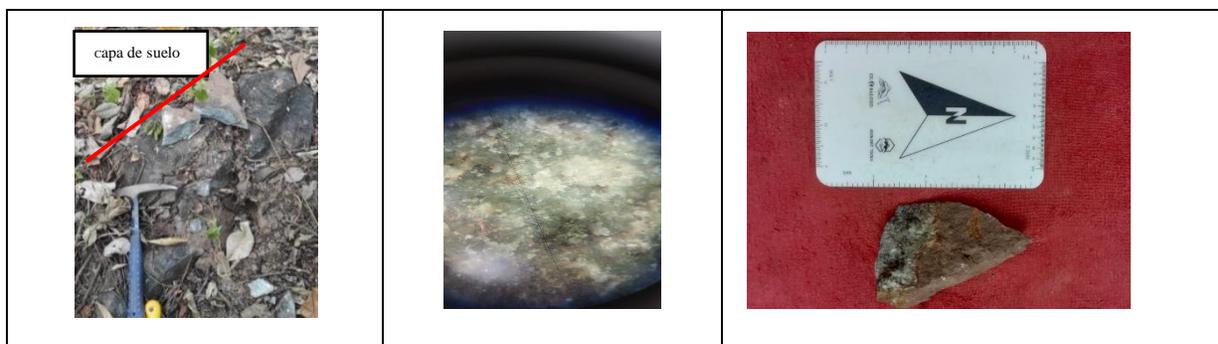


Figura 25. Análisis del afloramiento 7 superficial en la mina “El Faique”.

- **Afloramiento 8: Andesita Porfírica**

Este afloramiento se encuentra ubicado cerca del afloramiento 7, estableciendo que se trata de andesita porfírica cuyos datos estructurales son de 256/50. Con el análisis petrológico se indicó el porcentaje de minerales de: cuarzo 9.43%, plagioclasas 75.47 % y feldespatos 15.09%. Como minerales secundarios existe biotita, dentro de la mineralización se apreció sulfuros oxidados como piritita.

Coordenadas:

X: 607888

Y: 9522600

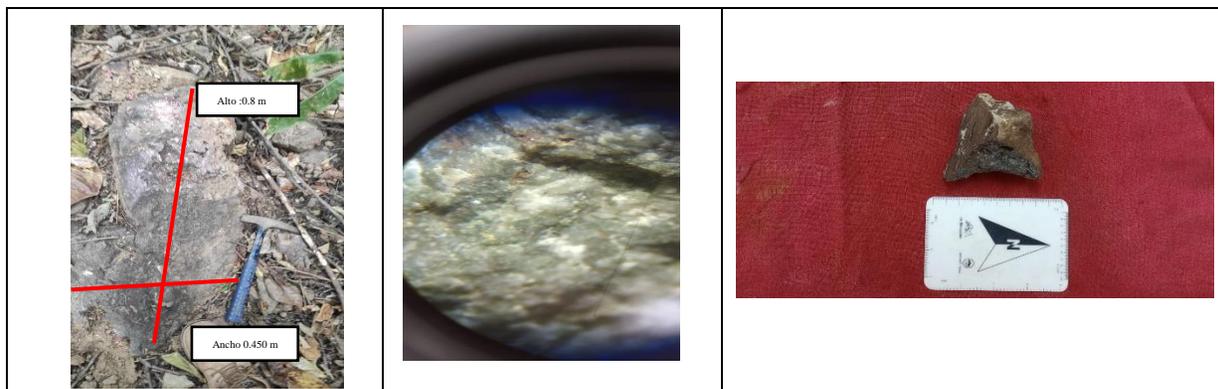


Figura 26. Análisis del afloramiento 8 superficial en la mina “El Faique”.

- **Afloramiento 9: Andesita Porfírica**

Este afloramiento es de origen natural, mediante el cual se obtuvo como resultado una roca de tipo andesita porfírica los datos estructurales son de 257/46, con textura fanerítica y la cantidad de granos es superior al 25%, en los resultados del análisis petrológicos se obtuvo el porcentaje de minerales formadores de roca lo siguiente: cuarzo 16.95%, plagioclasas 76.27% y feldespatos 6.78%. Como minerales secundarios se encontró biotita y esta roca no contiene mineralización.

Coordenadas: X: 607962.5 Y: 9522711.8



Figura 27. Análisis del afloramiento 9 superficial en la mina “El Faique”.

Una vez hecho el análisis se determinó que en los afloramientos 1, 2 y 3 corresponden a rocas cuarzodioritas, mientras que en el afloramiento 4, 7, 8 y 9 corresponden andesitas porfíricas, en el afloramiento 5 se determinó depósitos aluviales y finalmente en el afloramiento 6 se establece como andesita meteorizada. Para un mejor análisis, ver figura 28.

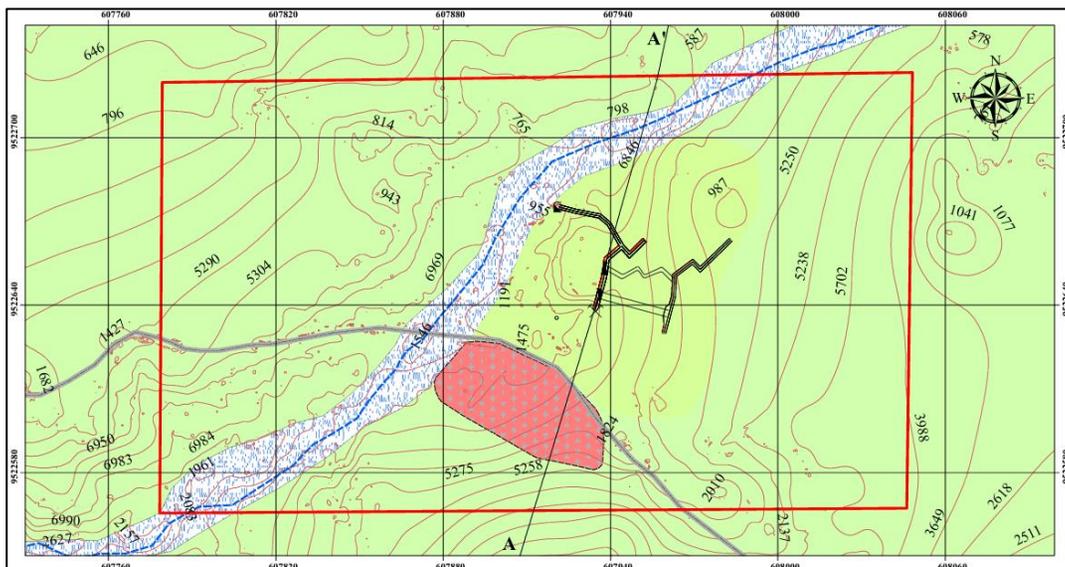


Figura 28. Geología de superficie

6.1.3.2. Litología Subterránea:

A partir del levantamiento topográfico subterráneo se identificó 3 litologías, distribuidas dentro de la excavación actual las cuales guardan relación con las litologías de superficie, los contactos de estas litologías no se pudieron definir, sin embargo, con la ayuda de la coloración de la roca tonalidad, meteorización, y tamaño de granos se apreció el cambio de litología. (Ver Anexo 6). En la tabla 20, se muestran la distancia de cada muestra obtenida para su análisis.

Tabla 20. Muestreo subterráneo.

Galería	Tramos	Distancia		Tipo de Roca	Pendiente
1	T1	0+000.00	0+015.54	Roca Meteorizada	-1
	T2	0+015.54	0+025.97		-1
	T3	0+025.97	0+037.62		-1
	T4	0+025.97	0+054.52		-1
Pique 2	T5	0+015.54	0+031.02	Cuarzodiorita	-
	T6	0+031.02	0+055.00	Andesita	-
	T7	0+055.00	0+067.50	Andesita	-
	T8	0+067.50	0+078.01		-
Galería 2	T9	0+078.01	0+096.44	Andesita	-1
	T10	0+078.01	0+107.94		-1

- **Tramo 1. (0+015.54 - 0+025.97)**

En este primer tramo se identificó roca andesita meteorizada, ya que conserva aún los rasgos minerales de la andesita, se encuentra en toda la galería 1, la característica principal es su alto grado de meteorización y esto se debe a que se encuentra expuesta con la superficie donde los agentes erosivos actúan de manera rápida. Se identificó 5% de cuarzo, 75% de plagioclasas y 20% de feldespatos; como minerales secundarios contiene biotita y como mineralización contiene sulfuros como piritita.

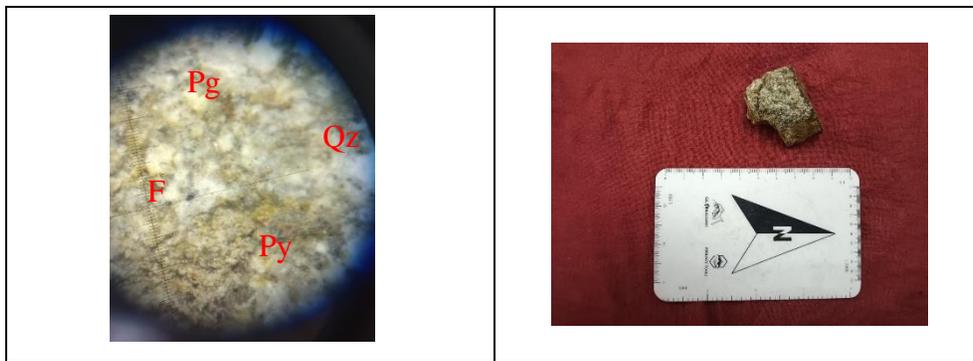


Figura 29. Análisis mineralógico tramo 1 mina “El Faique”

- **Tramo 2. (0+015.54 – 0+031.02)**

En este tramo se encuentra con roca cuarzodiorita de color gris oscura, se definió que es este tipo de roca porque presentó una textura fanerítica. la minerales que se encontraron en el análisis del laboratorio son cuarzo 36.14%, plagioclasas 60.24% y feldespatos 3.61%, como minerales secundarios piroxenos, biotita y magnetita. Por otro lado, esta roca contiene como mineralización pirita.

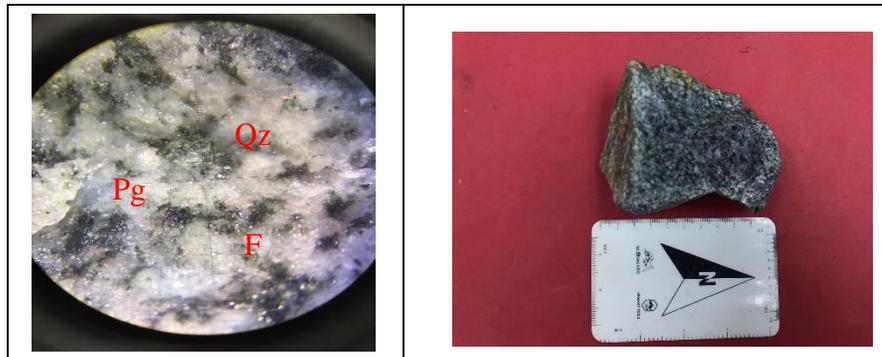


Figura 30. Análisis mineralógico tramo 2 mina “El Faique”

- **Tramo 3. (0+031.02 – 0+055.00)**

En este tramo, se encontró con roca andesita porfírica de coloración gris, su textura es fanerítica, dentro de la tabla de porcentajes de minerales formadores de roca se determinó el contenido de cuarzo de 4.35%, plagioclasas 78.26 y feldespatos 17.39%; como minerales secundarios se encontró biotita y hornblenda; dentro de su composición mineralógica contiene pirita y calcopirita.

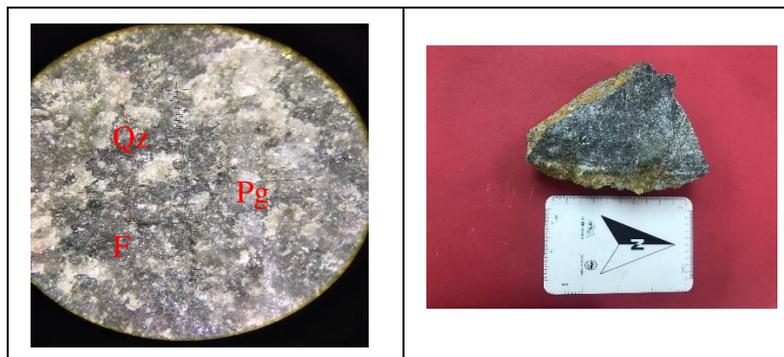


Figura 31. Análisis mineralógico tramo 3 mina “El Faique”

- **Tramo 4. (0+055.00 – 0+067.50)**

En el tramo 4 se encontró con roca andesita de color oscura, tipo de textura fanerítica dentro del análisis en laboratorio se determinó que contenía 4.55 % de cuarzo, 79.55% de plagioclasas y

15.91% de feldespatos, al aplicarse ácido clorhídrico no efervesció por ende se descartó la presencia de carbonatos. Como minerales secundario se identificó biotita y hornblenda. En cuanto a la mineralización contenía pirita y calcopirita.

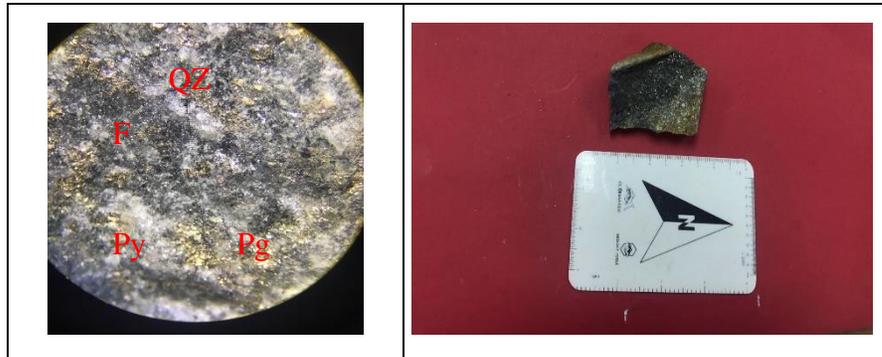


Figura 32. Análisis mineralógico tramo 4 mina “El Faique”

- **Tramo 5. (0+078.01 – 0+096.44)**

En el último tramo, se identificó andesita de coloración gris oscura, con textura afanítica, en este tipo de roca el análisis petrológico determinó 4.92% de cuarzo, 81.87% de plagioclasas y 13.11% de feldespatos, como minerales secundarios tenía biotita hornblenda y carbonatos. Dentro de la mineralización de identifico calcopirita y pirita.

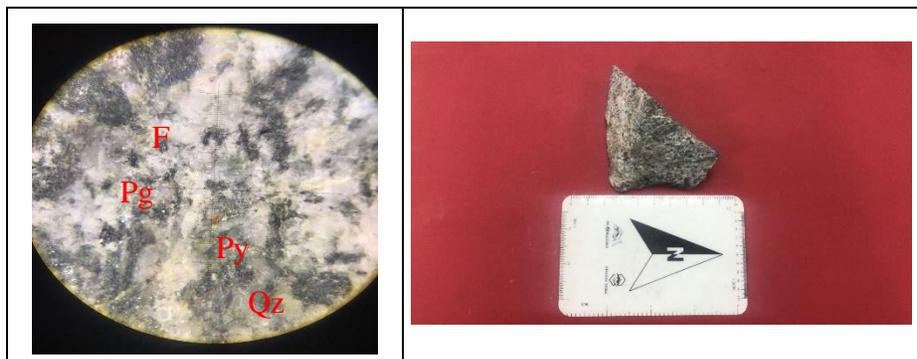


Figura 33. Análisis mineralógico tramo 5 mina “El Faique”.

Una vez analizadas las rocas del interior mina, se estableció que la roca cuarzodiorita son rocas intrusivas que no se han podido definir su edad, mientras que por otro lado se encuentran las rocas andesitas pertenecientes a la formación Célica que pertenecen al cretácico inferior.

Además, las rocas establecen similitud con las litologías de superficie en donde se establece que en el tramo 1 corresponde a rocas andesitas meteorizadas el tramo 2 corresponde a cuarzodiorita y el tramo 3,4 y 5 son andesitas porfíricas. En la figura 34, se muestran las litologías subterráneas.

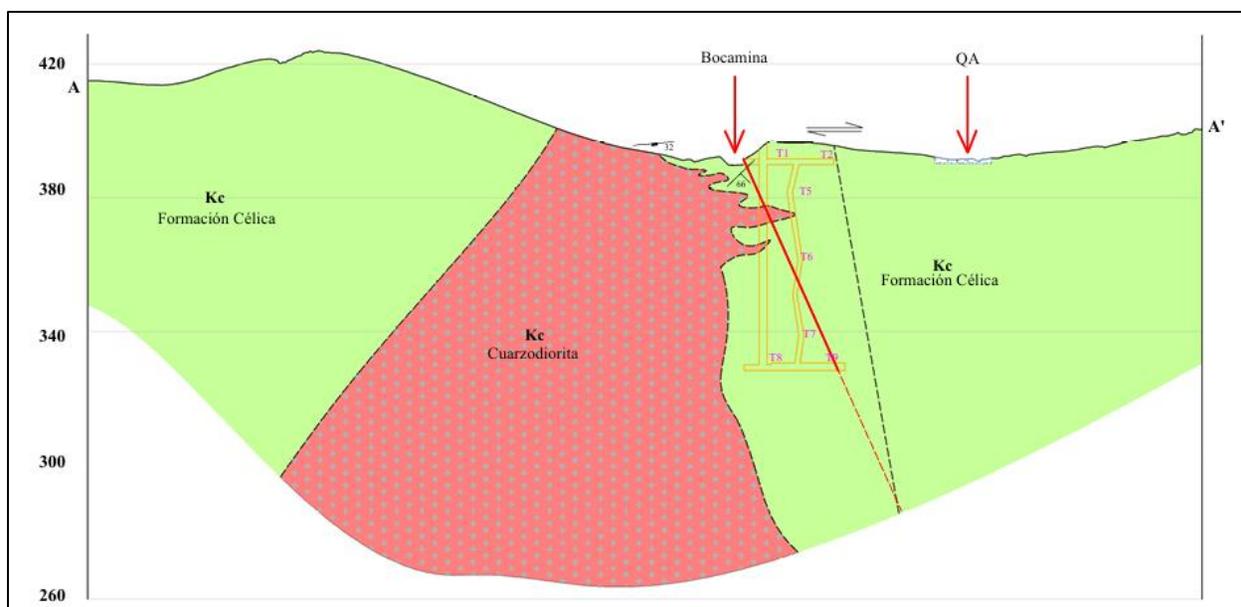


Figura 34. Geología subterránea

6.1.4. Propiedades Físico-Mecánicas

Las rocas que se ensayó en el laboratorio, corresponden a las mismas rocas con las que se realizó en análisis petrológico interior mina.

6.1.4.1. Propiedades físicas.

Peso específico aparente. Las rocas ensayadas dentro del laboratorio nos muestran los resultados sobre el peso específico aparente, ver tabla 21

Tabla 21. Resultado del peso específico aparente.

N. muestras	Peso seco(g)	Peso saturado (g)	Peso sumergido (g)	Peso específico aparente (g/cm ³)
1	245.06	259	154.2	2.34
2	159.79	161.09	101.82	2.69
3	425.99	427.93	273.61	2.76
4	215.7	216.32	137.65	2.74
5	243.4	244.74	154.7	2.70

En la figura 35, nos señala la distribución gráfica del peso específico aparente, en donde la muestra 4 correspondiente a la roca andesita tiene el valor más alto con 2.74 g/cm³ y el valor más bajo corresponde a la muestra 1, es decir a la roca andesita meteorizada con el valor de 2.34 g/cm³.

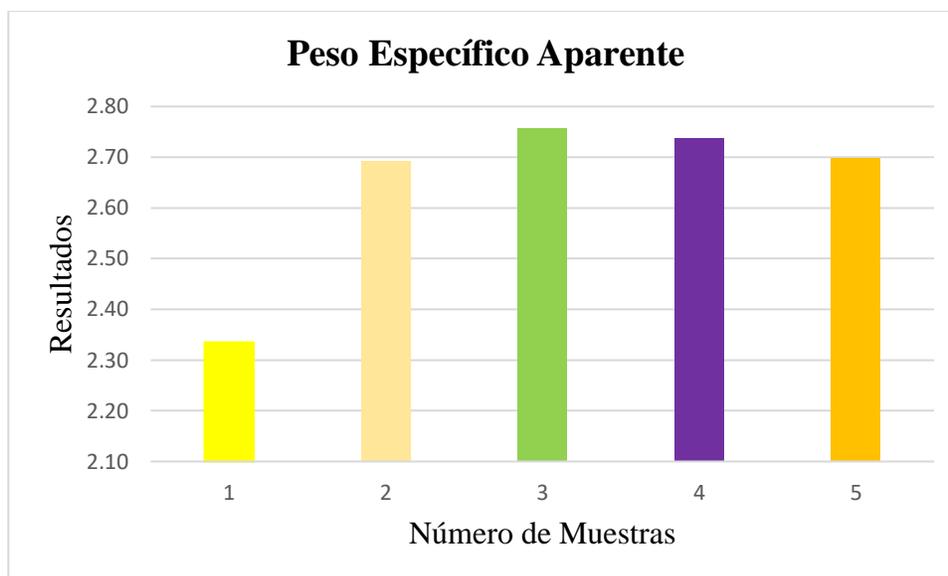


Figura 35. Variación gráfica del peso específico aparente *Peso específico real*. Al ser analizadas las muestras dan como resultados los siguientes datos ver Tabla 22.

Tabla 22. Resultado del peso específico real.

N. Muestras	Peso de la muestra pulverizada (g)	Peso del picnómetro + agua (g)	Peso del picnómetro + agua + muestra (g)	Peso específico real (g/cm ³)
1	30	147.63	166.68	2.74
2	30	147.63	166.67	2.74
3	30	147.75	167.22	2.85
4	30	147.75	166.97	2.78
5	30	147.63	166.7	2.74

En la figura 36, se muestra la variación del peso específico real, en donde el valor más alto es de 2.85 g/cm³ que corresponde a la muestra número 3 de andesita, y el valor más bajo es de 2.74 g/cm³ que corresponde a las muestras (1,2 y 5), esto se debe a que contenían cantidades pequeñas de sulfuros.

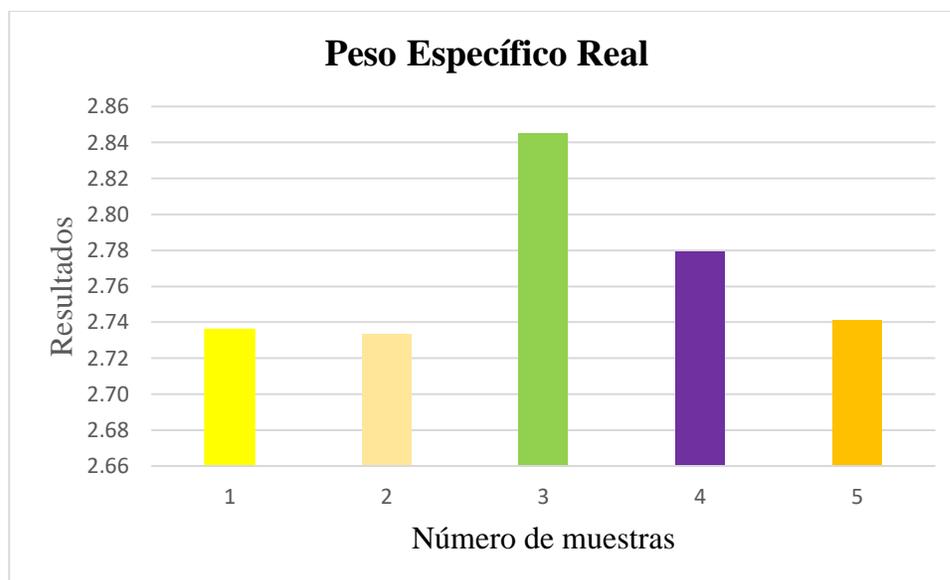


Figura 36. Distribución gráfica del peso específico real *Contenido de humedad*. La muestras sobre el contenido de humedad se encuentran en el rango de 1.68 y 0.24 los resultados se muestran la tabla 23.

Tabla 23. Resultado del contenido de humedad.

N. de muestra	Peso de la muestra(g)	Peso seco (g)	Contenido de Humedad
1	249.18	245.06	1.68
2	160.62	159.79	0.52
3	427.08	425.99	0.26
4	216.21	215.7	0.24
5	244.74	243.4	0.55

En la figura 37, se muestra la variación del contenido de humedad donde los valor más alto es de 1.68 que corresponde a la muestra 1, mientras que el resultado más bajo es de 0.24 que corresponde a la muestra 4.

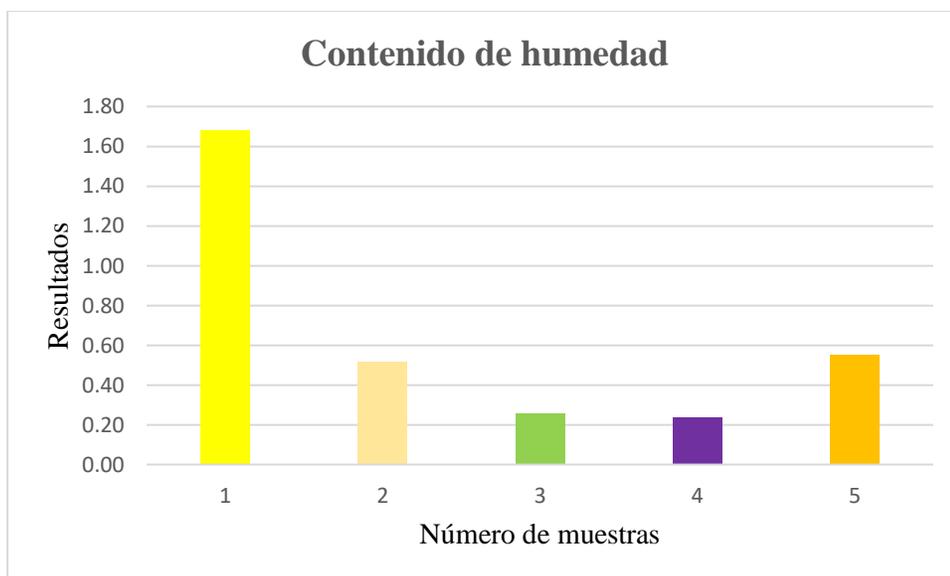


Figura 37. Variación gráfica del contenido de humedad *Porosidad.* Los resultados de la porosidad se muestran en la Tabla 24, y los valores se encuentran en los rangos de 14.65 y 1.48.

Tabla 24. Resultado de la porosidad.

N. Muestras	Peso específico aparente (g/cm ³)	Peso específico real (g/cm ³)	Porosidad (%)
1	2.34	2.74	14.65
2	2.70	2.74	1.51
3	2.76	2.85	3.11
4	2.74	2.78	1.48
5	2.70	2.74	1.51

En la figura 38, representa la variación de la porosidad, además se evidencia que el valor más alto es el de la muestra 1 con valor de 14.65 que corresponde a la andesita meteorizada, y el valor más bajo es de la muestra 4 con valor de 1.48 que corresponde a la andesita.

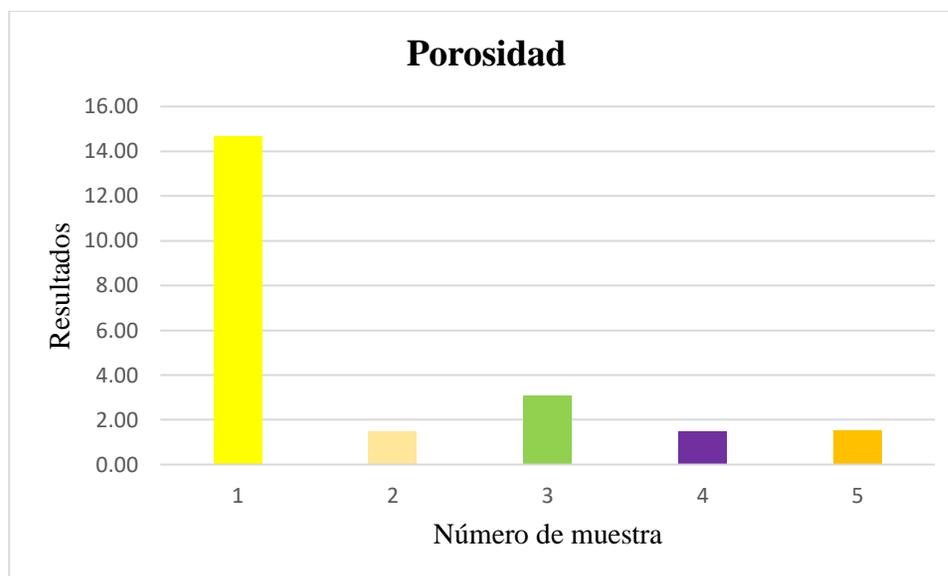


Figura 38. Variación gráfica de la porosidad.

6.1.4.2. Propiedades Mecánicas

Resistencia a la compresión simple. La resistencia a la compresión simple se realizó a partir del ensayo de compresión en las muestras (M2,M3,M4 y M5), mientras que para la muestra (M1), no se pudo realizar este ensayo por la alta meteorización de la roca, es por ello que se optó a realizar un método indirecto para obtener un valor estimado con la ayuda del martillo geológico. Cada uno de los resultados están detallado en la tabla 25; donde se observa que la roca con más resistencia corresponde a la muestra M4 con 158.31 Mpa y la muestra con menor resistencia es la M1 con 42 Mpa.

Tabla 25. Resultado de la resistencia a la compresión simple.

Número de muestra	Área	Geometría			Peso de muestra	Esfuerzo (KN)	RCS (Mpa)
		a	b	c			
M1	-	-	-	-	-	-	42
M2	2450.3	49.6	49.5	49.9	333.28	284.6	116.15
M3	2533.8	49.2	51.5	50.3	331.5	133.8	52.81
M4	2485	49.8	50	49.7	240.38	393.4	158.31
M5	2504	49.7	50.4	50.5	325.5	287.1	114.66

En la figura 39, se muestra la variación sobre los datos obtenidos de la resistencia a la compresión simple, dentro de los cuales se establece que la roca andesita varía significativamente en la M3 con respecto a las demás que se encuentran distribuidas en la excavación actual.

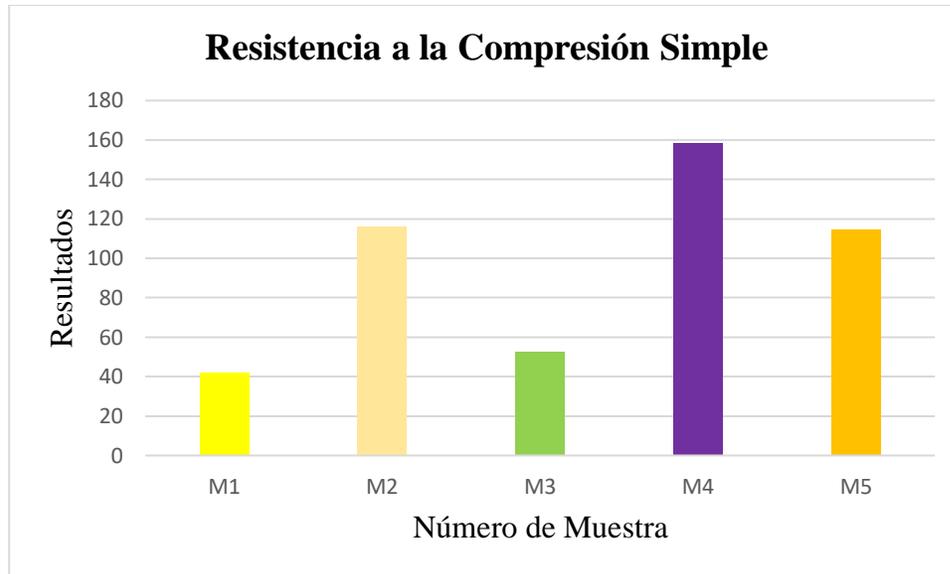


Figura 39. Variación gráfica de la resistencia a la compresión simple.

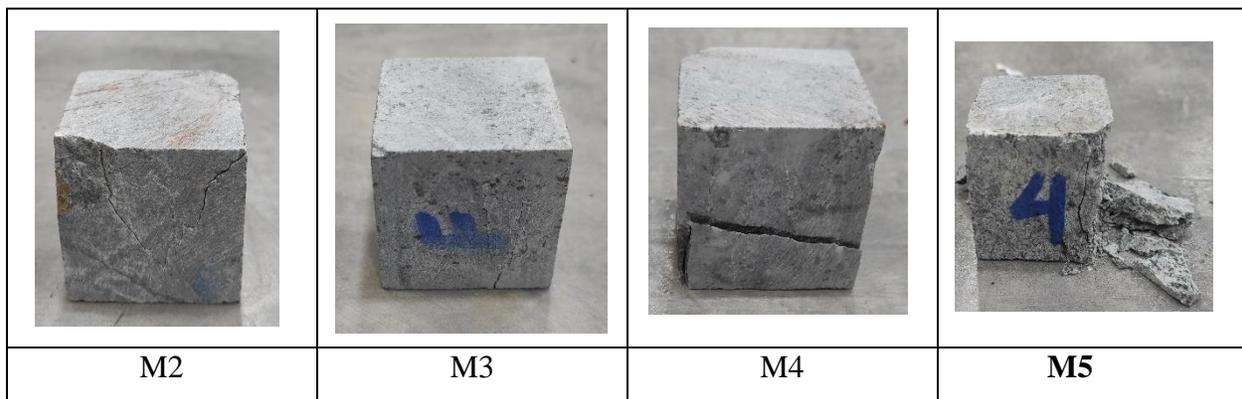


Figura 40. Formas de rotura de las rocas ensayadas a compresión .

6.1.4.3. Clasificación del Macizo Rocosos

RQD. Se realizó el conteo volumétrico sobre el metro cuadrado en cada tramo de la topografía interior mina, este parámetro se calculó ya que es uno de los más importantes dentro de la clasificación del RMR Y Q de Barton. En la tabla 26 se muestran los resultados del RQD.

Tabla 26. Resultado del RQD

Tramos	Abscisa	Valoración	Calidad	Clase	
T1	0+000.00	0+015.54	65.5	POBRE	III
T2	0+015.54	0+025.97	72.1	POBRE	III
T3	0+025.97	0+037.62	68.8	REGULAR	III
T4	0+025.97	0+054.52	72.1	REGULAR	II
T5	0+015.54	0+031.02	91.9	EXCELENTE	I
T6	0+031.02	0+055.00	75.4	BUENA	II
T7	0+055.00	0+067.50	82	BUENA	II
T8	0+067.50	0+078.01	82	BUENA	II
T9	0+078.01	0+096.44	78.7	BUENA	II
T10	0+078.01	0+107.94	78.7	BUENA	II

Al realizar el análisis por medio del RQD, se obtuvo que la roca que se encuentra bajo la superficie mantiene en gran parte las mismas características a excepción de los tramos (T1 y T2) que indican que la roca es pobre. Por otro lado, en el tramo (T5) la roca indica que se encuentra en excelente calidad lo cual es bueno, sin embargo, después de ese tramo la roca baja un poco su calidad quedando establecido en buena hasta el final de la excavación.

RMR. Los resultados de clasificación del macizo rocoso se muestran en la tabla 27, en donde se valoró todos los 6 parámetros que requiere el RMR de Bieniawski.

Tabla 27. Resultado del RMR

Tramos	Abscisa	Valoración	Calidad	Clase	
T1	0+000.00	0+015.54	35	MALA	IV
T2	0+015.54	0+025.97	40	MALA	IV
T3	0+025.97	0+037.62	48	MEDIA	III
T4	0+025.97	0+054.52	45	MEDIA	III
T5	0+015.54	0+031.02	73.5	BUENA	II
T6	0+031.02	0+055.00	63.66	BUENA	II
T7	0+055.00	0+067.50	69	BUENA	II
T8	0+067.50	0+078.01	65	BUENA	II
T9	0+078.01	0+096.44	62	BUENA	II
T10	0+078.01	0+107.94	62.5	BUENA	II

Como resultado del RMR, se establece que dentro de la excavación existe tres tipos de calidad del macizo rocoso, los dos primeros tramos nos dan una calidad de mala mientras que el tramo 3 y 4 señalan una calidad media y el resto de tramos indican que se trata de una roca con calidad buena por lo tanto se establece que la roca es buena en casi toda la excavación.

Índice Q. Los resultados del índice de calidad por medio del Q de Barton nos indica una calidad similar con respecto a la clasificación por medio del RMR, obteniendo calidades de muy mala, mala, media y buena que se encuentra en los tramos (T5, T7 y T8). En la tabla 28, se muestran los resultados del índice Q.

Tabla 28. Resultado del índice Q

Tramos	Abscisa		Calidad de la Roca	Tipo de Roca (Q)
T1	0+000.00	0+015.54	0.367879441	MUY MALA
T2	0+015.54	0+025.97	0.641180388	MUY MALA
T3	0+025.97	0+037.62	1.559623498	MALA
T4	0+025.97	0+054.52	1.117519069	MALA
T5	0+015.54	0+031.02	26.516781	BUENA
T6	0+031.02	0+055.00	8.885710676	MEDIA
T7	0+055.00	0+067.50	16.08324067	BUENA
T8	0+067.50	0+078.01	10.3122585	BUENA
T9	0+078.01	0+096.44	7.389056099	MEDIA
T10	0+078.01	0+107.94	7.81117621	MEDIA

La calidad del macizo rocoso para la clasificación por medio del sistema Q, indican que en el tramo (T1 y T2) corresponden a una roca de muy mala calidad, en el tramo (T3, T4) son de calidad mala, mientras que en el tramo (T6) indica que corresponde a una roca de calidad media.

En la figura 41, se muestra la geomecánica de las labores mineras de la mina El Faique. Y el mapa geomecánico se encuentra en el Anexo 7.

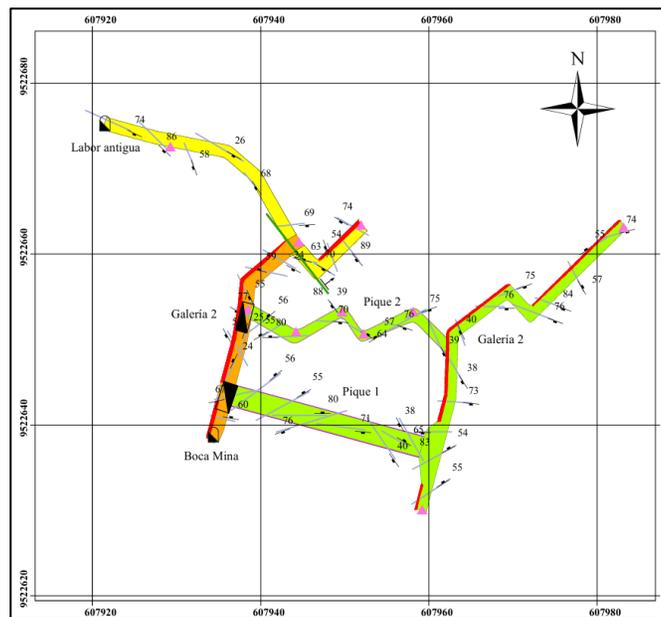


Figura 41. Geomecánica de las labores mineras.

6.2. Resultados del segundo objetivo: Análisis de las alternativas de acceso.

6.2.1. Proyección de veta

Se realizó la proyección de la veta mineralizada con la finalidad de proyectar las propuestas de acceso a la mineralización, para ello se consideró el dato estructural de 044/66 de la veta mineralizada (Ver anexo 9). Una vez obtenido se analizaron cuatro posibles alternativas de acceso a la mineralización para ello se realizó proyecciones espaciales de las labores mineras con una galería, un pique inclinado, una rampa y una plano inclinado. En la figura 42, se muestra los puntos de acceso de cada alternativa propuesta. (Ver anexo 10).

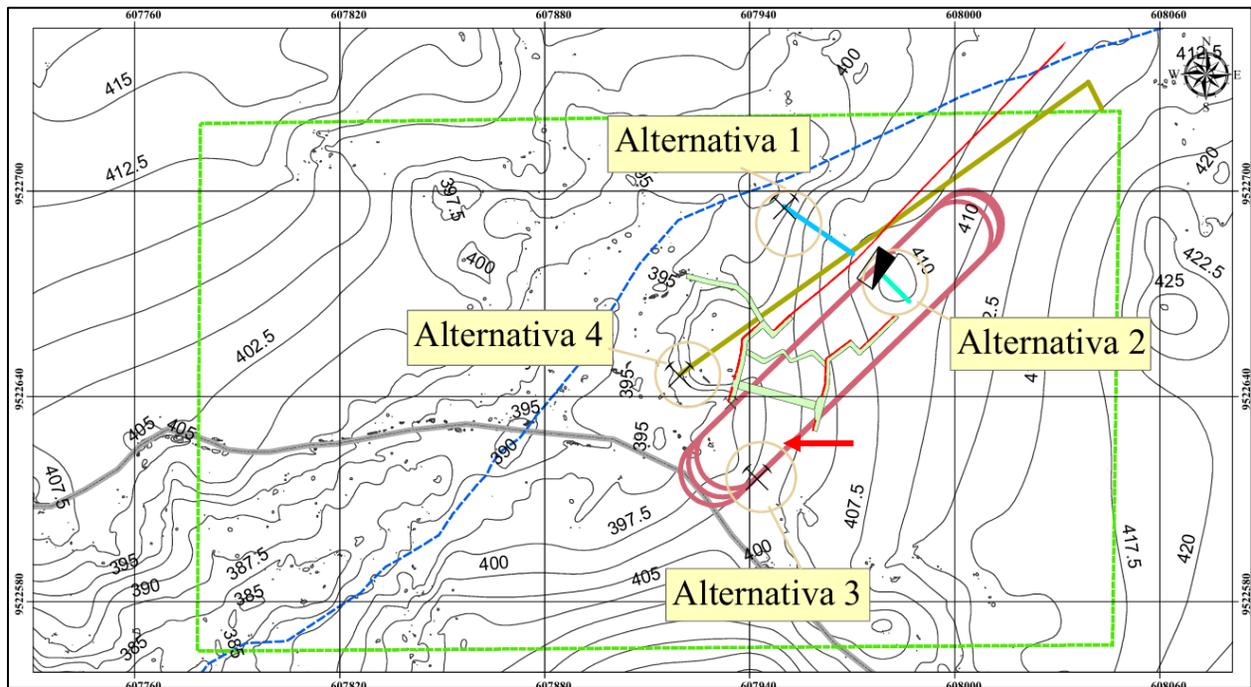


Figura 42. Ubicación de las alternativas posibles de acceso

- **Alternativa 1.**

La alternativa uno, se trata de una galería perpendicular a la mineralización con dirección de 35°SE. La distancia con la que se busca cortar la veta mineralizada es de 24.4 m. Mediante la litología establecida en las labores mineras existentes, se pretende que en esta propuesta de galería en sus primeros tramos se encuentre con andesita meteorizada y a medida que se vaya alargando la excavación es posible que el tipo de roca cambie, de la misma manera con la geomecánica en las labores mineras existentes, al principio de la excavación la calidad del macizo rocoso presenta una calidad de roca de clase Mala según la clasificación RMR propuesta por Bieniawski y muy mala para el índice Q de Barton pero a medida que se vaya profundizando es posible que la roca

presente una mejor calidad. Además, se hizo la estimación sobre la sección de la galería propuesta de tipo abovedada de 2.5 x 2 m obteniendo así un volumen de excavación de 130.55 m³. En la figura 43 se muestran la ubicación de la alternativa uno. (Ver anexo 11).

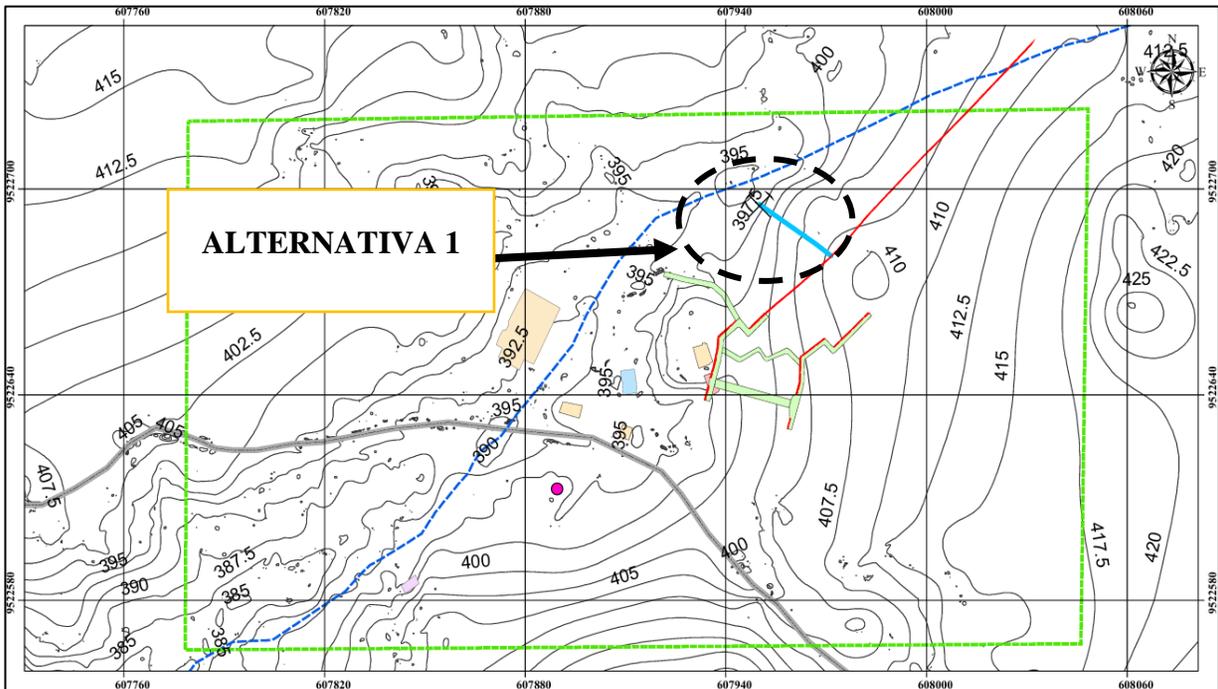


Figura 43. Alternativa de acceso 1

Para un mejor análisis de la alternativa uno se generó un corte longitudinal, donde se obtuvo como resultado la profundidad de 11.1 m, en la figura 45 se muestra el corte.

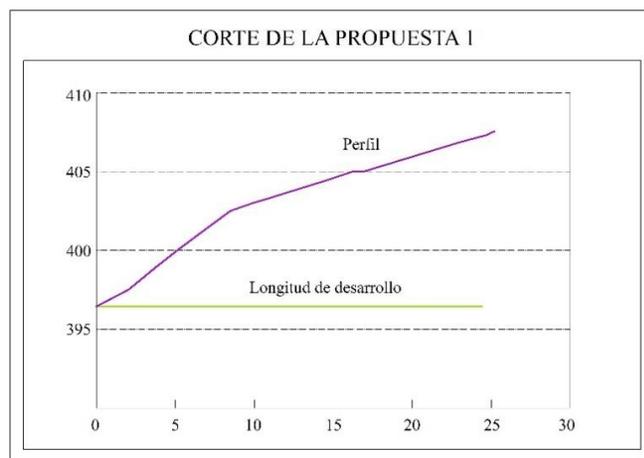


Figura 44. Corte de la alternativa 1

- **Alternativa 2**

Como segundo acceso posible se estableció un pique inclinado con ángulo de 80°, para cortar con la mineralización se necesita alcanzar una longitud de desarrollo aproximada de 78.18

m, la dirección está labor minera es de 45° SE. Si se realiza está labor minera como acceso, para definir con que litología se encontrará se tomó en cuenta la geología subterránea obtenida en las labores existente, por ende, en los 23.12 m se encontrará con andesita meteorizada aproximadamente y a partir de ahí culminará la excavación con andesita porfirítica.

Para la geomecánica se consideró al igual las labores mineras existentes por ende se interpretó que en los primeros 14.61 metros se encontrará con roca de calidad mala y media según el RMR propuesta por Bieniawski mientras que para el Q de Barton será roca de calidad muy mala y mala y a partir de ahí según se aumente la profundidad la roca cambiará a una de mejor calidad de Buena en ambas clasificaciones del RMR Y Q de Barton. Para tener una aproximación de cuanto es el volumen a extraer se estimó una sección cuadrada de 2 x 2 m obteniendo como resultado 308 m³. En la figura 45, y en el anexo 12, se muestra la ubicación de la alternativa dos

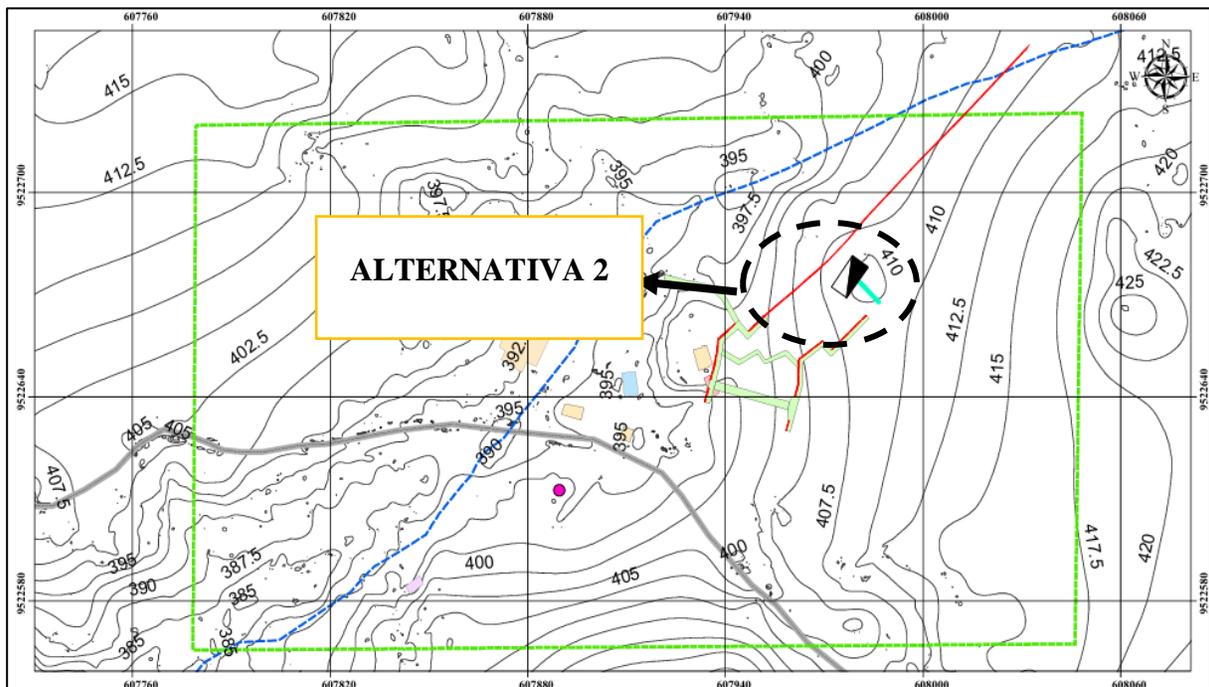


Figura 45. Alternativa de acceso 2

Para analizar de mejor manera se realizó un corte de esta alternativa, el cual se muestra en la figura 46.

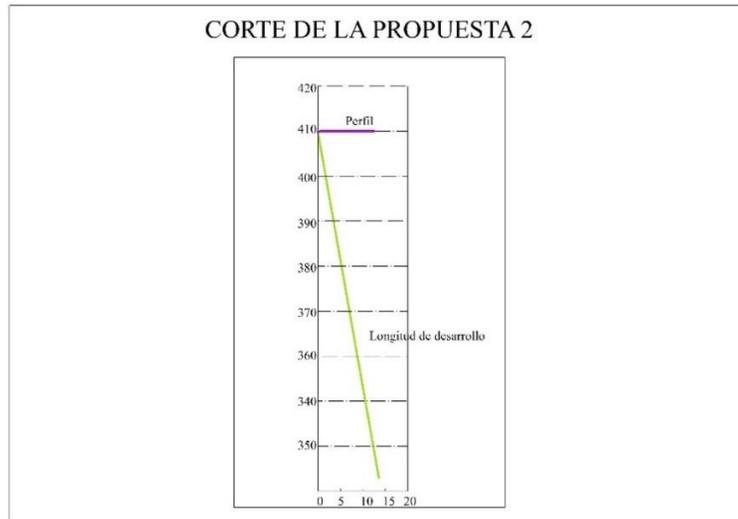


Figura 46. Corte de la alternativa 2

- **Alternativa 3**

Para la alternativa tres, se estableció como acceso una rampa que vaya paralela a la mineralización, dentro de las consideraciones técnicas es que tenga una pendiente del 10 %, con un radio de giro de 10 m para que no exista problema al introducir la maquinaria y equipos. Con este acceso se planteó empezar la excavación en la cota de 400 m.s.n.m hasta la cota 332 m.s.n.m alcanzando con esto una altura global de 80 m dividida en 7 secciones cada una de ellas de 9.71 m a una distancia de 97.62 m, por lo tanto, la longitud de desarrollo total de la rampa aproximadamente es de 871.8 m.

Para calcular el volumen de extracción se hizo una estimación de la sección de tipo abovedada de 2.5 x 2.5 m obteniendo como resultado un volumen de excavación de 4978 m³. Para la litología se consideró las labores mineras existentes, por lo cual se pretende aproximadamente en los primeros 40 metros sea de andesita meteorizada, y después de ello se encontrará en el lateral izquierdo con el intrusivo de cuarzodiorita y en la parte lateral derecha con andesita porfirítica.

Para el análisis geomecánico se pretende que en los primeros 30 m aproximadamente se encuentre con una roca de calidad mala y media según el RMR propuesta por Bieniawski mientras que para el Q de Barton será una roca de calidad muy mala y mala y a partir de ahí a medida que se vaya profundizando con la excavación mejore considerablemente la calidad de la roca. En la figura 47, y en el anexo 13, se muestra la ubicación de la alternativa tres.

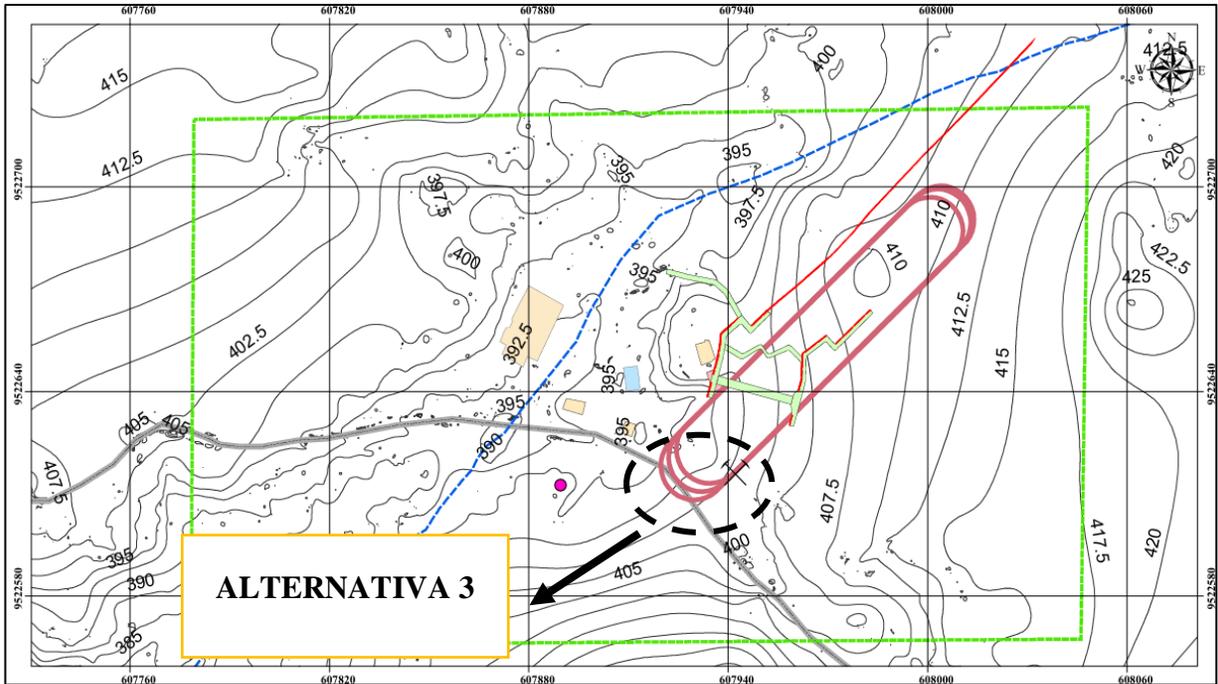


Figura 47. Alternativa de acceso 3

Para analizar de mejor manera está alternativa se realizó un corte el cual se muestra en la figura 48.

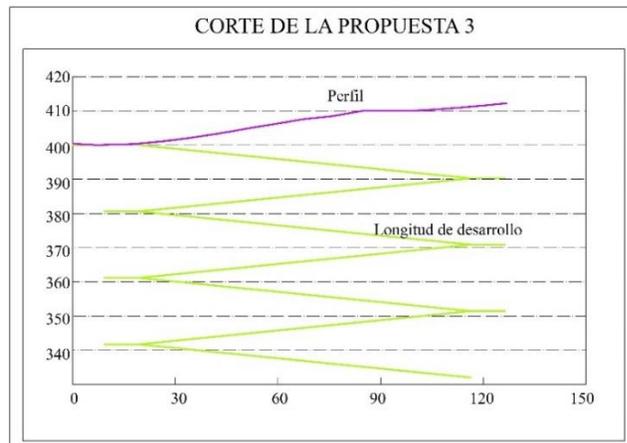


Figura 48. Corte de la alternativa

- **Alternativa 4**

Para la alternativa cuatro se estableció como acceso un plano inclinado con dirección 53 NE, tomando en cuenta un ángulo de inclinación de 23° para mejorar la seguridad y eficiencia del medio de transporte y el personal. El inicio de la excavación comienza en la cota 396 m.s.n.m hasta la cota 333 m.s.n.m alcanzado una altura global de 63 m y de esta manera obtener

aproximadamente una longitud de desarrollo de 161 m y adicional 10 metros de crucero para cortar con la mineralización.

Para determinar el volumen de extracción se hizo una estimación de la sección del plano inclinado de tipo abovedada de 2.5×2 m obteniendo como resultado 742.21 m^3 . Dentro de la parte geológica se consideró las litologías de las labores subterráneas existentes, por ende, se pretende encontrar andesita meteorizada en los primeros 25.90 m y a medida que se va profundizando se cambiará a la andesita porfirítica. Por otro lado, para el análisis geomecánico se pretende encontrar en los 3 primeros metros con roca de calidad mala según el RMR mientras que para el Q de Barton será una roca de calidad muy mala y a medida que se va profundizando con la excavación la calidad de la roca mejora. En la figura 49, y en el anexo 14, se muestra la ubicación de la alternativa cuatro.

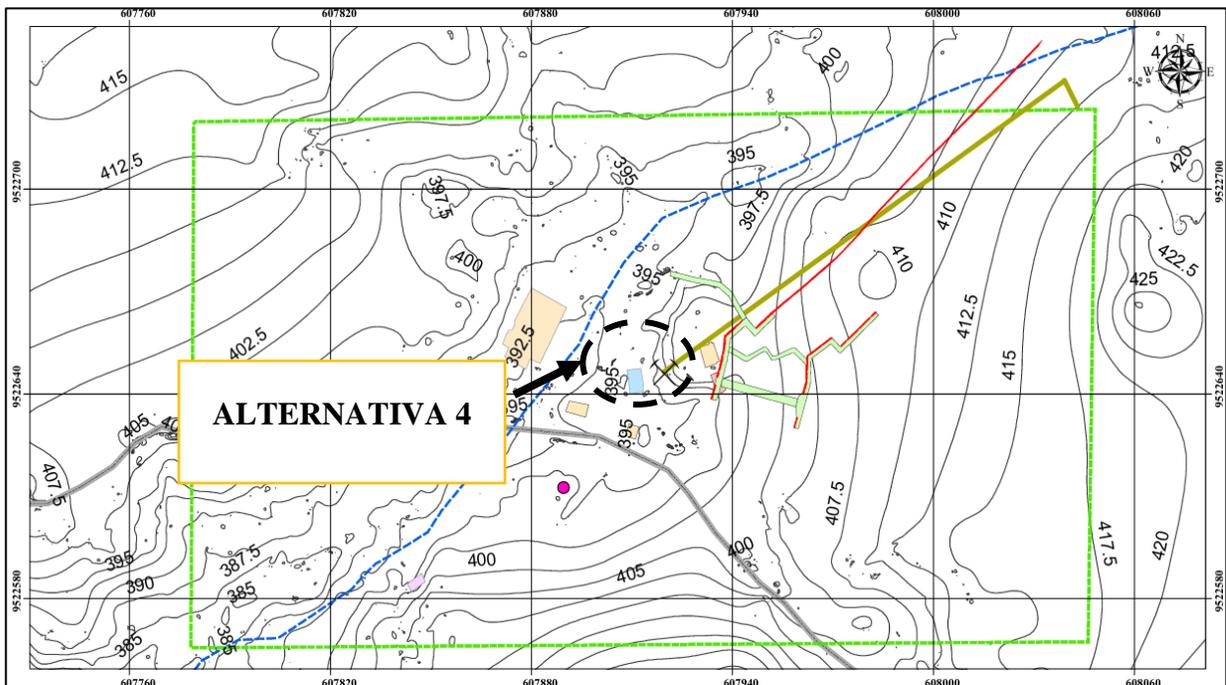


Figura 49. Alternativa de acceso 4

Para analizar de mejor manera se realizó un corte de esta alternativa cuatro, el cual se muestra en la figura 50.

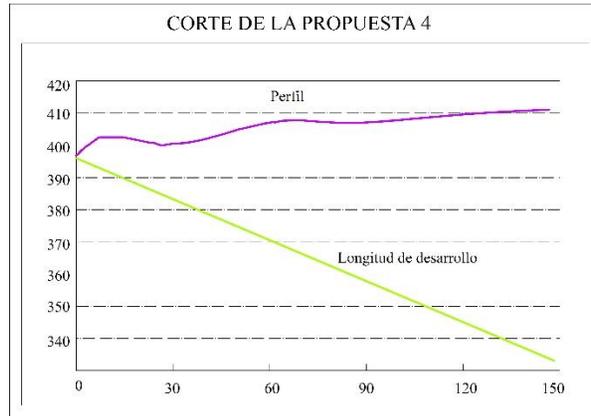


Figura 50. Corte de la alternativa 4

6.2.2. Análisis Morfológico.

El análisis morfológico de cada una de las alternativas se presenta en la tabla 29, se consideró para ello la diferencia de altura que existe en cada una de las excavaciones y la longitud de desarrollo, además se analizó cual está más cercana al campamento y escombrera.

Tabla 29. Resultado del análisis morfológico

Análisis morfológico				
Análisis	Alternativa 1	Alternativa 2	Alternativa 3	Alternativa 4
Diferencia de altura	📏 Cota mayor: 407.54 m.s.n.m 📏 Cota menor: 396.45 m.s.n.m 📏 Profundidad de excavación: 11.1 m	📏 Cota mayor: 409.8 m.s.n.m 📏 Cota menor: 332. 89, m.s.n.m 📏 Profundidad de excavación: 76.91 m	📏 Cota mayor: 400 m.s.n.m 📏 Cota menor: 332 m.s.n.m 📏 Profundidad de excavación: 80 m	📏 Cota mayor:396 m.s.n.m 📏 Cota menor: 333 m.s.n.m. 📏 63 m
Longitud de desarrollo	📏 26.11 m	📏 78.18 m	📏 871.8 m	📏 161 m
Volumen a extraer	📏 130.55 m ³	📏 308 m ³	📏 4978 m ³	📏 742.21 m ³

Desde el punto de vista morfológico, se establece que la alternativa tres es la que mayor longitud de desarrollo tiene a comparación con la alternativa uno, dos y cuatro y por otro lado la alternativa uno es la que menor longitud de desarrollo presenta con 24 m.

A su vez la alternativa tres al ser mayor su longitud de desarrollo y su profundidad representa un volumen mayor para extraer con 4978 m³, y a su vez la alternativa uno representa un volumen menor a extraer.

La alternativa uno es una opción adecuada si se requiere minimizar la excavación y el volumen a extraer, pero con ella no se gana profundidad.

Con la alternativa dos se gana una profundidad intermedia de 76.91 m y a su vez el volumen de extracción no es muy elevado si se requiere una solución a corto plazo.

La alternativa tres es idóneas para proyectos donde se requiera de maquinaria sofisticada para grandes excavaciones y una visión a largo plazo.

Y por último la alternativa cuatro alcanza una profundidad significativa de 63 m, y un volumen considerable de 742.21 m³ con una longitud intermedia de 161 m por lo cual se establece que es una alternativa balanceada para una proyección a futuro

6.2.3. Análisis Geomecánico.

En cuanto al análisis geomecánico para cada una de las alternativas se consideró la información obtenida en las labores mineras existente, es por ello que en este caso se tomó en cuenta la dirección de las estructuras con respecto a las posibles alternativas de acceso, y se realizó en un análisis por donde exista la posibilidad de un cambio litológico, en la tabla 30 se muestran el análisis geomecánico.

Tabla 30. Resultado del análisis Geomecánico.

Análisis Geomecánico				
Tipo de análisis	Alternativa 1	Alternativa 2	Alternativa 3	Alternativa 4
Litología	 Andesita meteorizada	 Andesita meteorizada  Andesita porfirítica	 Andesita meteorizada  Andesita porfirítica  Cuarzodiorita	 Andesita meteorizada  Andesita porfirítica
Calidad de la roca	 RMR: Mala a Media  Q: Muy Mala a Mala	 RMR: Mala, Media y Buena  Q: Muy Mala, Mala, Mala, Media y Buena.	 RMR: Mala, Media y Buena  Q: Muy Mala, Mala, Media y Buena.	 RMR: Mala, Media y Buena  Q: Muy Mala, Mala, Media y Buena

La alternativa uno es la única que presenta una solo litología hasta llegar a la mineralización sin embargo al tener una corta longitud de desarrollo genera que la roca esté más expuesta a la superficie y por ello mantenga una calidad de roca poco competente con respecto a las demás alternativas y adicionalmente las diaclasas buzan paralelamente con respecto a esta excavación por lo cual desde el punto de vista geomecánico es desfavorable.

La alternativa dos por otro lado establece dos tipos de litologías a medida que avance la excavación por ende se debe considerar está posible zona de contacto, además según las clasificaciones geomecánicas del RMR Y Q la calidad de la roca principio de la excavación será poco competente pero a medida que se va profundizando se estima que está mejore considerablemente al igual que las alternativas tres y cuatro, sin embargo, para está excavación las diaclasas buzan paralelamente lo cual es desfavorable desde el punto de vista geomecánico.

La alternativa tres a diferencia de las demás es la única que se encuentra con tres litologías debido a que está ubicada paralelamente a la mineralización y su diseño hace que se encuentre con roca meteorizada en los primeros metros y a medida que avanza con el intrusivo de cuarzodiorita y andesita porfirítica, por ello es un acceso con varios contactos lo cual genera problemas en la calidad de la roca, por otro lado la calidad de la roca al principio es poco competente pero a medida que se profundiza mejora su calidad y a su vez las diaclasas buzan perpendicular a está excavación por ende es favorable desde el punto de vista geomecánico.

La alternativa cuatro presenta dos litologías similar a la alternativa dos, por lo cual se debe considerar que existe un posible contacto litológico al realizar está excavación por otro las clasificaciones geomecánicas establecen que en los primeros tramos la roca es baja competencia sin embargo a medida que se profundice la excavación la calidad de la roca mejore, y para esta alternativa las diaclasas buzan perpendicularmente lo cual es favorable desde el punto de vista geomecánico.

6.2.4. Determinación del acceso

Mediante el análisis morfológico, geomecánico, minero y técnico se estableció las ventajas y desventajas de cada una de las alternativas propuestas las cuales se muestran en la tabla 31.

Tabla 31. Resultados del acceso.

Alternativas	Ventajas	Desventajas
Alternativa 1: Galería	<ul style="list-style-type: none"> ✚ La longitud de desarrollo para la galería es corta. ✚ El diseño de la malla de voladura es de menor complejidad con respecto a las demás alternativas. ✚ Se adapta a maquinaria como locomotora, carros mineros, vagones entre otras. 	<ul style="list-style-type: none"> ✚ El campamento se encuentra alejado. ✚ No existe vía para llevar el material a la zona de Stock. ✚ El tipo de roca con la que se va a excavar no es competente. ✚ Las estructuras buzan de forma paralela. ✚ Se debe realizar un talud y la construcción de un túnel falso para mayor seguridad.

	<ul style="list-style-type: none"> ✚ Se puede dejar una pendiente de 1% para el drenaje de agua. ✚ La ventilación irá de mejor manera hacia las labores mineras. ✚ Menor mantenimiento. ✚ Menor longitud de desarrollo y volumen de extracción. ✚ Ideal para optimizar tiempos en la planificación 	<ul style="list-style-type: none"> ✚ Necesita bastante fortificación. ✚ La profundidad con la que se interceptará la mineralización es poca. ✚ La escombrera se encuentra alejada desde este punto de acceso. ✚ Servirá para un corto plazo.
Alternativa 2: Pique Inclinado	<ul style="list-style-type: none"> ✚ Ganará una mayor profundidad ante la mineralización. ✚ La calidad del macizo rocoso en el principio será de baja competencia, pero a medida que se vaya profundizando la calidad de la roca será mejor y alcanzará mejor seguridad. ✚ Menor tiempo de transportación del material estéril/mineral. ✚ Ideal para una alternativa a corto plazo. ✚ El volumen de extracción es poco. 	<ul style="list-style-type: none"> ✚ Necesidad de infraestructura en la superficie (Castillo) para el izaje. ✚ Mantenimiento continuo de las poleas, cables, ejes, rodamientos y descansos. ✚ El proceso constructivo es más complejo tanto en el diseño de malla de voladura como la fortificación. ✚ Se debe adecuar tanto para el transporte de personas y material estéril/mineral. ✚ Complejidad para el drenaje de aguas. ✚ El paso del aire se reduce. ✚ A medida que se va construyendo se debe ir instalando el medio por donde va a ir el transporte. ✚ El proceso constructivo es más costoso. ✚ La ubicación está distante con la zona de Stock. ✚ Se encuentra alejado de la escombrera. ✚ La zona corresponde a una pendiente alta. ✚ Las estructuras buzan paralelamente a la dirección de la excavación. ✚ La inclinación es muy elevada de 80°, lo cual es más inseguro.

<p>Alternativa 3: Rampa</p>	<ul style="list-style-type: none"> ✚ Gana mayor profundidad con respecto a las demás alternativas . ✚ Brinda mayor seguridad. ✚ Las diaclasas buzanan perpendicularmente con respecto a la excavación. ✚ Se encuentra cerca de la zona de Stock y de la escombrera. ✚ El diseño de la malla de voladura no es complejo. ✚ Una visión a largo plazo ✚ La calidad de la roca al principio es mala, pero a medida que se va profundizando es posible que está mejore. ✚ Menor mantenimiento. ✚ Se puede seguir proyectando a mayor profundidad. 	<ul style="list-style-type: none"> ✚ La longitud de desarrollo es muy elevada. ✚ Se necesita maquinaria y equipos sofisticados para realizar la construcción de este acceso lo cual es muy costoso en el mercado. ✚ Mayor inversión. ✚ El volumen de material a extraer es mucho mayor con respecto a las demás alternativas. ✚ Se necesita bombear y controlar el agua. ✚ El medio de transporte es complicado ya que el motor debe superar la pendiente del 10%. ✚ El tiempo de construcción es muy largo . ✚ La ventilación hacia las zonas se reduce ✚ El proceso constructivo es muy costoso.
<p>Alternativa 4:Plano Inclinado</p>	<ul style="list-style-type: none"> ✚ Alcanza una profundidad considerable de 63 m. ✚ Las estructuras buzanan de manera perpendicular. ✚ La inclinación es de 23° lo cual no es muy pronunciada. ✚ Brinda mayor seguridad al personal. ✚ El diseño de la malla de voladura es menos complejo. ✚ La longitud de desarrollo y el volumen de extracción es intermedio. ✚ Es idóneo para un proyecto con planes a largo plazo. ✚ La ubicación de la boca mina se encuentra en el campamento. ✚ La zona de stock está cerca. ✚ Puede transportar grandes volúmenes de material. ✚ La roca en sus primeros horizontes es de baja competencia, pero a medida 	<ul style="list-style-type: none"> ✚ Mantenimiento constante sobre el medio de transporte (poleas, cables, guías ejes y rodamientos). ✚ Drenaje de agua mediante un sistema de bombeo. ✚ Construcción de infraestructura dependiendo del medio de transporte.

	que va profundizando es estima que sea de mejor calidad.	
--	---	--

Una vez realizado el análisis de la matriz sobre las ventajas y desventajas de cada alternativa, se llega a la conclusión que la mejor alternativa para el acceso a la mineralización es la alternativa cuatro por lo que la boca mina se encuentra cerca del campamento, no se necesita de construir vías, la escombrera está cerca, brinda seguridad a los trabajadores, alcanza profundidad a medida que se va alarga su longitud de desarrollo, las diaclasas buzan de forma perpendicular y sobre todo es una excavación con una visión a largo plazo; es por ello que el proceso constructivo de esta labor minera se desarrollará en el objetivo número tres.

6.3. Resultados del tercer objetivo: Planificar el proceso constructivo de la labor de acceso.

6.3.1. Sección del plano inclinado

Para determinar la forma de la sección de las galerías mineras se requiere de métodos complejos y costosos sin embargo para determinar la sección del plano inclinado para el acceso a la mineralización, en este caso se realizó el cálculo de esfuerzos verticales y horizontales.

- Esfuerzo Vertical

$$\sigma_v = \gamma * z$$
$$\sigma_v = 0.0277 \frac{\text{MN}}{\text{m}^3} * 63\text{m} = 1.75\text{Mpa}$$

- Esfuerzo Horizontal

En primera instancia se debe realizar una aproximación del módulo elástico mediante la propuesta de Serafim Pereira (1983).

$$E_h = 10^{\frac{\text{RMR}-10}{40}}$$
$$E_h = 10^{\frac{42-10}{40}} = 6.31 \text{ Gpa}$$

Constante K, según Sheorey

$$K_0 = 0.35 + 7 * E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right)$$
$$K_0 = 0.35 + 7 * 6.31 \left(0.001 + \frac{1}{63} \right) = 1.1$$

$$\sigma_h = K_0 * \sigma_v$$

$$\sigma_h = 1.1 * 1.75 = 1.93 \text{ Mpa}$$

Mediante estos cálculos se establece que tanto los esfuerzos horizontales como verticales tienden a manejar una cercanía por lo cual se determina que conforme se vaya profundizando los esfuerzos van a igualarse, es por ello que en este caso se opta por elegir una sección de forma abovedada con un radio igual al ancho de la sección para aumentar la forma circular por el techo, esto considerando lo establecido por Protodyakonov en su teoría de bóveda de Equilibrio natural; Y según Lawson establece que con un RMR > a 50 la forma recomendable es la tipo D. lo cual guarda relación con los cálculos obtenidos en las labores mineras existentes. A demás se consideró las propiedades físico-mecánicas de las rocas, estado de la roca, vida de servicio del plano inclinado, dirección de las discontinuidades, el tipo de fortificación entre otros.

6.3.2. Diseño de la sección luz

Para el diseño de la sección luz del plano inclinado, se tomó en cuenta la producción máxima que la ley de minera establece en el artículo 138 para minerales metálicos: hasta 300 toneladas por día en minería subterránea.

Para el medio de transporte con el que se sacará el material estéril, se implementó el izaje, ya que es un medio de transporte adecuado para inclinaciones mayores a los 20°.

Para ello se consideró un vagón minero V40, la labor minera servirá como acceso del personal y servicios de mina como la ventilación, drenaje, cables eléctricos, tuberías de aire y agua. Las características del vagón minero se muestran en la tabla 32.

Tabla 32. Características del vagón minero

Equipo	Capacidad(m ³)	Alto(m)	Ancho (m)	Longitud (m)
V40	1.133	1.313	1.045	2.16

Nota. SERMISA, (s.f).

Adaptando las ecuaciones de Blanco y Sargentón (2009), se consideró las siguientes variables para definir el ancho y alto de la sección del plano inclinado.

- **Determinación la sección de la Galería**

- a) **Ancho de la galería.**

m: Distancia entre la pared y el vagón: 0.15m.

K: Número de espacios: 1

A: Ancho del vagón: 1.045 m (A)

p: Seguridad entre el transporte y el espacio del personal: 0.15 m

n: Espacio para el acceso de los trabajadores: 1 m

2F: Espacio para la fortificación: (0.15)m

$$n = 0.7 + (1.65) * \cot(80)$$

$$n = 0.99 \approx 1\text{m}$$

Entonces el ancho de la galería es:

$$B_0 = m + KA + n + p + 2F$$

$$B_0 = 0.15\text{m} + 1 * 1.045\text{m} + 1\text{m} + 0.15\text{m} + 2 * 0.15\text{m} = 2.645 \approx 2.70\text{m}$$

- b) **Altura de la Galería.**

$$h_1 = \frac{B_0}{2} + 1.3$$

$$h_1 = \frac{2.65}{2} + 1.3 = 2.63$$

Considerando fortificación quedaría una altura de 2.80 m

c) Altura de la bóveda:

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

$$h_o = \frac{2.78}{4} = 0.695 \approx 0.7 \text{ m}$$

La altura de bóveda en este caso establece 0.7 m, sin embargo, considerando el uso que requiere está labor minera se usará una altura de la bóveda con radio igual a la mitad del ancho de la galería aumentando de esta manera la forma circular por el techo.

Quedado así una sección total de : 6.78 m²

Una vez realizado los cálculos correspondientes, se establece una sección de 2.80 metros de alto por 2.70 metros de ancho en donde se incluirá todos los servicios referentes a la energía, agua, aire comprimido, drenaje e iluminación.

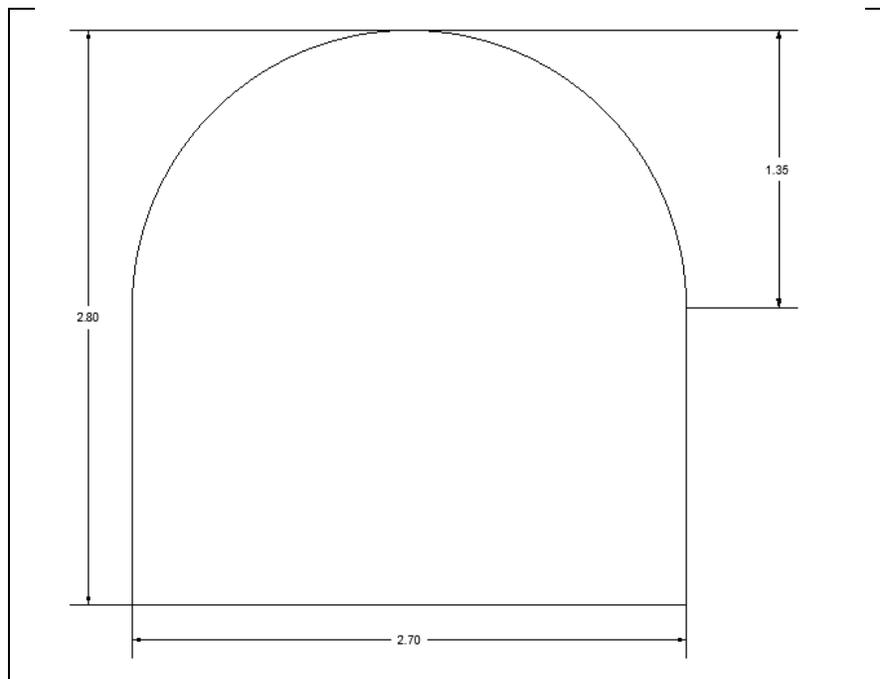


Figura 51. Sección del plano inclinado.

- **Instalación de vía**
 - a) **Rieles**

Los rieles a emplearse para el plano inclinado se los determino en función del peso por metro lineal que soportará el riel.

$$q = 9 * \left(\frac{P}{2} + 0.00003861 * \frac{P * V^2}{2} \right)^{\frac{2}{3}}$$

$$q = 9 * \left(\frac{4.35Tn}{2} + 0.00003861 * \frac{4.35 Tn * 3.204^2 \frac{Km}{h}}{2} \right)^{\frac{2}{3}} = 15.11 \approx 15 Kg$$

Donde:

P: 4.35 Tn (Peso por eje)

V: 3.20 Km/h (velocidad máxima de circulación)

Para la variable (P) peso por eje se consideró la densidad del material y la capacidad del carro minero mientras que para la variable (V) velocidad máxima se hizo una estimación en base a los tiempos de trasporte mediante el izaje.

Determinado este parámetro se eligió el riel correspondiente las características se muestran en la tabla 33.

Tabla 33. Características de los rieles mineros.

Tipo	Dimensiones					
	Kg/m	Longitud	Altura(mm)	Patín	Cabeza (mm)	Alma (mm)
Riele	15	6m	79.37	79.37	42.86	8.33

Nota. CINO Mining, (s.f).

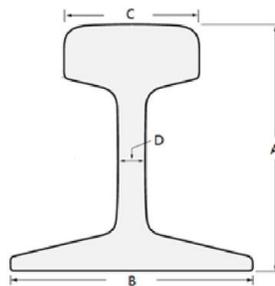


Figura 52. Sección del riel

Nota. CINO Mining, (s.f).

b) Durmientes

Los durmientes, serán de madera ya que son apropiadas para el transporte del material, considerando que son los que más se utiliza en el mercado, las especificaciones de los durmientes se muestran en la tabla 34 La instalación de los durmientes será cada metro para tener mayor seguridad al momento del transporte del material.

Tabla 34. Características del durmiente

Tipo	Dimensiones (m)		
	Largo	Ancho	Profundidad ⁹
Durmientes de madera	3	0.2	0.1

c) Balasto

Para determinar el espesor del balasto, se consideró las presiones de apoyo en el balastro con la presión distribuida sobre la carga del durmiente.

$$h = \left(\frac{16.8 * P_a}{P_c} \right)^{\frac{4}{5}}$$

$$h = \left(\frac{16.8 * 30.93}{30.93} \right)^{\frac{4}{5}} = 9.55 \text{ in} = 24.5 \approx 25 \text{ cm}$$

En la figura 53, se muestran las dimensiones del plano inclinado con toda la instalación calculada.

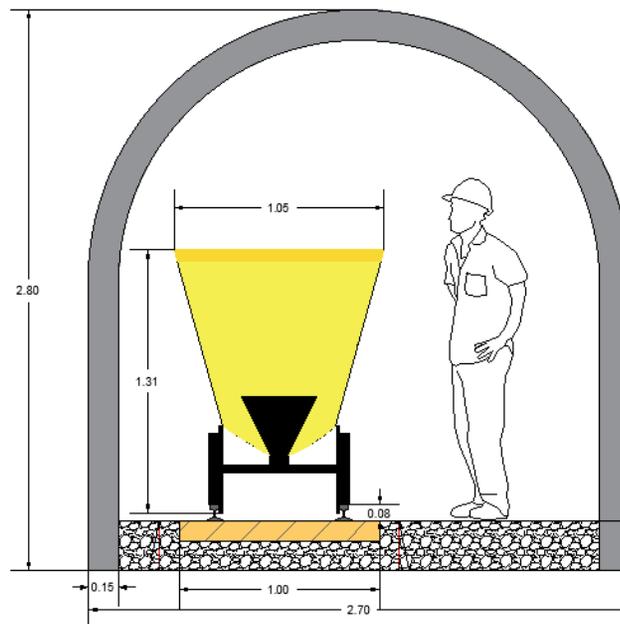


Figura 53. Dimensiones del plano inclinado.

6.3.3. Ciclo de Trabajo

6.3.3.1. Arranque. Según las caracterización del macizo rocoso en las labores mineras existentes, al inicio de la excavación la roca presenta una calidad mala y muy mala por lo cual es necesario utilizar un método de excavación mecánico y a medida que se va profundizando se cambiará al método tradicional de perforación y voladura para ello se consideró la clasificación de los materiales según la excavabilidad de Franklin (1971).

Arranque Mecánico. El arranque mecánico ira desde el abscisa 0+000.00 hasta la 0+015.00 considerando que se trata de andesita meteorizada y según la clasificación de Franklin (ver figura 54), señala que es posible realizar mediante métodos mecánicos. Tomando la relación del RQD y la resistencia a la compresión simple se puede utilizar métodos mecánicos hasta donde se señala en la gráfica, ya que de ahí en adelante se utilizará el método tradicional de perforación y voladura.

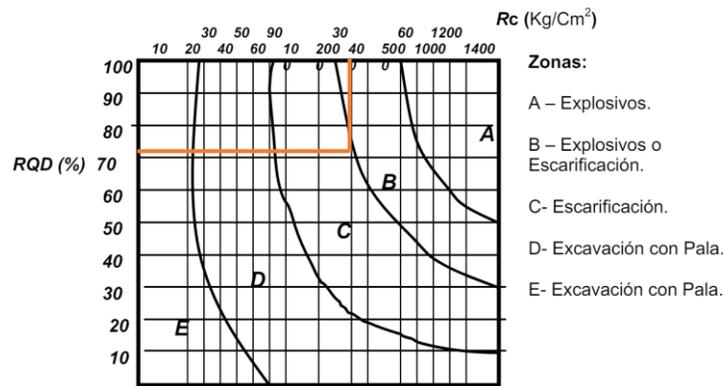


Figura 54. Elección del arranque

Nota. Tomando de Franklin().

El equipo para la excavación se trata de un Haggloader Modelo LWLX-100, de la marca Siton, que cumplirá con dos funciones a la vez; la primera de excavar y la otra de cargar el material, lo cual servirá a lo largo de la construcción del plano inclinado. Las especificaciones técnicas de este equipo se muestran en la tabla 35.

Tabla 35. Características del equipo

Características	
Peso Operativo	12200 kg
Capacidad de carga	100 m ³ /h
Anchura de la excavación	5300 mm
Altura de descarga	1760mm

Fuerza de excavación	32MPa
Medio de transporte	Orugas
Altura de la excavación	2940 m
Inclinación máxima	33°
Para secciones desde en adelante	2x2m

Nota. SITON (s.f)



Figura 55. Modelo de Haggloader

Nota. SITON (s.f).

Arranque Mediante Perforación y voladura.

Perforación: Una vez culminado el arranque mecánico a partir de la abscisa la 0+01500 se empleará el método tradicional de perforación y voladura hasta culminar con la excavación, por ende, se consideró una perforadora YT 27 ya que para galerías con secciones menores a los 9 m², se recomienda utilizar perforadoras manuales. Las especificaciones técnicas del equipo se muestran en la tabla 36.

Tabla 36. Características de la perforadora YT27.

Características	
Peso	27 kg
Consumo de aire	50-85 L/s (106-180.1)CFM
Diámetro de la manguera de aire	25 mm
Diámetro de la manguera de agua	13 mm
Presión Hidráulica	0.3 MPa
Diámetro de cilindro	80 mm
Carrera de pistón	60 mm
Frecuencia de impacto	37-40 Hz
Energía de Impacto	50-70 J

Presión de trabajo	0.4-0.63 Mpa
Torque	13-19 Nm
Diámetro apropiado de orificio	35-45 mm
Profundidad de perforación	5 m
Velocidad de perforación	300-480 mm/min

Nota: SMI (2024).



Figura 56. Perforadora YT 27

Nota: SMI (2024).

Voladura. Para la voladura se realizó dos pasaportes, tomando en cuenta una roca de calidad media y otra de calidad buena según el RMR. Además, tomando en cuenta que en los primeros tramos la roca tiene una baja competencia, pero a medida que se va profundizando la calidad mejora. Considerando estos aspectos se valoró la roca de calidad media las que se encuentran con una resistencia a la compresión simple de 42Mpa es decir fortaleza de 4.2 y para las rocas de mejor calidad de 158 Mpa, es decir fortaleza de 15.8.

Para ello se escogió el explosivo, tomando a consideración la disponibilidad que hay en el mercado y la calidad de roca. Las características de cada uno de los explosivos se muestran en la siguientes tablas.

Tabla 37. Características del explosivo para rocas suaves a intermedias

Tipo de explosivo	Emulnor 1000	
Características	Especificaciones	Unidades
Densidad	1.14	g/cm ³
Velocidad de detonación confinado	5800	m/s

Presión de detonación	95	kbar
Energía	785	kcal/kg
Volumen normal de gases	920	l/kg
Potencia relativa en peso	87 (0.87)	%
Potencia relativa en volumen	120	%
Sensibilidad al Fulminante	Nº8	---
Resistencia al agua	Excelente	---
Categoría de humos	Clase 1	---
Largo	17.78	cm
Diámetro	25.4	mm
Tipo de explosivo	ANFO	
Densidad	0.8	g/cm ³
Velocidad de detonación confinado	3000	m/s
Volumen de gases	1056	l/kg
Presión de detonación	51	kbar

Nota. Obtenido de FAMESA (s.f)

Tabla 38. Características del explosivo para rocas intermedias a duras

Tipo de explosivo	Emulnor 3000	
Características	Especificaciones	Unidades
Densidad	1.14	g/cm ³
Peso	0.123	Kg
Velocidad de detonación confinado	4400	m/s
Presión de detonación	93	kbar
Energía	920	kcal/kg
Volumen normal de gases	880	l/kg
Potencia relativa en peso	102 (0.102)	%
Potencia relativa en volumen	142	%
Sensibilidad al Fulminante	Nº8	---
Resistencia al agua	Excelente	---
Categoría de humos	Clase 1	---
Largo	17.78	cm
Diámetro	25.4	mm
Tipo de explosivo	ANFO	
Densidad	0.8	g/cm ³
Velocidad de detonación confinado	3000	m/s
Volumen de gases	1056	l/kg
Presión de detonación	51	kbar

Nota. Obtenido de FAMESA (s.f)

Como sistema de iniciación se consideró el fulminante común N.º8 y como guía mecha de seguridad los cuales serán encendidos con fuego, las especificaciones se muestran en la tabla 39.

Tabla 39. Características del encendido

Sistema de Iniciación		
Tipo:	Fulminante común Nro. 8	
Longitud	45	mm
Diámetro	6.3	mm
Resistencia al agua	Detona	-
Resistencia al impacto	2Kg/1m	No detona
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Buena	-
Mecha de Seguridad		
Color	Blanco	-
Núcleo de pólvora	6.1	g/m
Tiempo de combustión	160	s/m
Diámetro externo	5.2	mm
Tiempo de combustión	160	s/m
Impermeabilidad	Muy buena	.
Capsulas pirotécnicas	-	-

Nota. Obtenido de FAMESA (s.f)

❖ **Diseño del pasaporte de voladura para rocas suaves a intermedias.**

Este tipo de malla de voladura se pretende emplear a partir de la abscisa 0+015.00 hasta la 0+030.00. Se realizó en función de la sección establecida, considerando el ángulo de inclinación de 23°. El cuele para que se utilizó para el plano inclinado es el corte paralelo cilíndrico.

a) Diámetro de los barrenos

$$db = d_{\text{explosivo}} + 4 \text{ (mm)}.$$

$$db = 25.4 \text{ mm} + 4 = 29.4 \approx 36 \text{ mm}$$

dc: Diámetro del explosivo (Emulnor 1000).

b) Longitud de perforación efectiva (Holmberg)

$$Lp = 0.15 + 34.12D_2 - 39.4D_2^2 = (m).$$

$$Lp = 0.15 + 34.12(0.051) - 39.4(0.051)^2 = 1.79 \text{ m}$$

Considerando que se trata de una roca con baja fortaleza y por seguridad se deja en una perforación de 1.20 m.

c) Longitud real de avance

Considerando que el barreno tiene un avance efectivo del 95%, se obtiene el siguiente resultado

$$L_{real} = 0.95 * (L)$$

$$L_{real} = 0.95 * 1.2 = 1.16 \text{ m}$$

d) Número de taladros aproximados

$$N_{tal} = 10\sqrt{A * H}$$

$$N_{tal} = 10\sqrt{2.7\text{m} * 2.8\text{m}} = 27.49 \approx 27 \text{ Taladros}$$

e) Error de perforación

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

$$E_p = (0.01 * 1.16\text{m}) + 0.02 = 0.032\text{m}$$

f) Longitud del retacado

$$T = 10 * db$$

$$T = 10 * 0.036\text{m} = 0.36\text{m}$$

g) Cuele (Sección 1)

h) Densidad de carga

$$q = \rho_{Explosivo} * \frac{(\pi * (D_{explosivo})^2)}{4} * 10^{-6}$$

$$q = 1.13 * \frac{(\pi * (0.0254)^2)}{4} * 10^{-6} = 0.57 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

• **Diámetro del taladro vacío de alivio.**

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

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

• **Burden máximo (B).**

$$B = 1.7 * db$$

$$B = 1.7 * 0.036\text{m} = 0.09\text{m}$$

Una vez calculado el burden máximo se realizó el cálculo del burden práctico.

$$B_p = B - E_p$$

$$B_p = 0.09 - 0.032 = 0.05 \text{ m}$$

• **Espaciamiento (Ah0).**

$$Ah_0 = B_p * \sqrt{2}$$

$$Ah_0 = 0.05 * \sqrt{2} = 0.08 \text{ m}$$

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

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

$$CE = \frac{0.56 * 2.65 * \tan\left(\frac{30 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 65.5}{3.3}}} = 0.249$$

- **Constante de la roca (Langerfors)**

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

$$C = 0.8784 * (0.249) + 0.0052 = 0.224$$

- **Número de cartuchos.**

$$Nc = \frac{L - (0.5 * T)}{\text{longitud del cartucho}}$$

$$Nc = 0.032 - \frac{1.2 - (0.5 * 0.36)}{0.18} = 6 \text{ cartuchos/tal}$$

Número de taladros: 4

(Sección 2)

- **Burden máximo (B1).**

$$B_1 = 0.088 * \sqrt{\frac{Ah_0 * q_0 * RWS_{Anfo}}{\phi_1 * C}}$$

$$B_1 = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.08 * 0.57 * 0.87}{0.036 * 0.224}} \right) = 0.19 \text{ m}$$

- **Burden práctico (Bp1).**

$$B_{p1} = B_1 - Ep$$

$$B_{p1} = 0.19 - 0.032 = 0.16 \text{ m}$$

- **Longitud (Xe=Xf)**

$$X_c = X_d = \left(\text{sen}(45) * \left(\frac{\phi_2}{2} \right) + B_p \right) + B_{p1}$$

$$X_c = X_d = \left(\text{sen}(45) * \left(\frac{0.051}{2} \right) + 0.05 \right) + 0.16 = 0.22 \text{ m}$$

- **Espaciamiento (Ah0)**

$$Ah_1 = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$

$$Ah_1 = \sqrt{0.22^2 + 0.22^2} = 0.31$$

- **Número de cartuchos.**

$$N_c = \frac{(L_{real} - 0.5 * B_1)}{\text{longitud del cartucho}}$$

$$N_c = 0.032 - \frac{1.16 - 0.5 * 0.19}{0.18} = 6 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$

Número de taladros: 4.

Sección 3

- **Burden máximo (B2).**

$$B_2 = 0.088 * \sqrt{\frac{Ah_1 * q_0 * RWS_{Anfo}}{\phi_1 * C}}$$

$$B_2 = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.31 * 0.57 * 0.87}{0.036 * 0.224}} \right) = 0.38 \text{ m}$$

- **Burden práctico (Bp2).**

$$B_{p2} = B_2 - Ep$$

$$B_{p2} = 0.38 - 0.032 = 0.35 \text{ m}$$

- **Longitud (Xe=Xf)**

$$X_c = X_d = \frac{Ah_1}{2} + B_{p2}$$

$$X_c = X_d = \frac{0.31}{2} + 0.35 = 0.51$$

- **Espaciamiento (Ah2)**

$$Ah_2 = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$

$$Ah_2 = \sqrt{0.51^2 + 0.51^2} = 0.72$$

- **Número de cartuchos.**

$$Nc = \frac{(Lreal - 0.5 * B_2)}{\text{longitud del cartucho}}$$

$$Nc = 0.032 - \frac{1.16 - 0.5 * 0.38}{0.18} = 5.4 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$

Número de taladros: 4.

Sección 4

$$Ah_2 \leq Lreal$$

$$0.72 \leq 1.08$$

La metodología permite, realizar otra sección de cuele, pero al tratarse de una roca de baja competencia se establece solo tres secciones de cuele.

En tabla 40, se muestra la longitud de carga de fondo, columna, las cargas correspondientes de cada una de ellas y la carga total en todo el cuele. Las fórmulas que se ocupó para estos cálculos se encuentran en la metodología, ver tabla 12.

Tabla 40. Cargas del cuele

Cargas del cuele								
Número de secciones	Longitud de carga de fondo(m)	Ajuste de carga de fondo (m)	Longitud de carga de columna (m)	Carga de fondo (Kg/b)	Carga columna (Kg/b)	Número de Barrenos	Carga total de Fondo (kg)	Carga total de columna (kg)
Sección 1	0.4	0.36	0.48	0.21	0.27	4	0.82	1.09
Sección 2	0.4	0.36	0.48	0.21	0.27	4	0.82	1.09
Sección 3	0.4	0.36	0.48	0.21	0.27	4	0.82	1.09
		Suma				12	2.47	3.26

i) Ayudas

- Ayudas de los Hastiales**

Constante Corregida.

$$B \leq 0.6 * Lreal$$

$$B \leq 0.6 * 1.16$$

$$B \leq 0.69$$

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

$$C = 0.224 * \frac{0.07}{0.69} = 0.32$$

Burden de las ayudas en los hastiales

$$B_{ah} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RW S_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \right)$$

$$B_{ah} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.57 * 0.87}{0.32 * 1.45 * 1.25}} \right) = 0.83 \text{ m}$$

Burden práctico de las ayudas por los hastiales.

$$B_{pah} = \frac{AT - Ah_2}{4}$$

$$B_{pah} = \frac{2.7 - 0.72}{4} = 0.5m$$

Número de taladros en las ayudas por los hastiales

$$NT = \frac{AT - Ah_2}{\frac{S}{B}} + 2$$

$$NT = \frac{2.7 - 0.72}{1.25} + 2 = 4 \text{ taladros}$$

Espaciamiento de los taladros en la ayuda de hastiales.

$$S_{ah} = \frac{Ah_2}{NT}$$

$$S_{ah} = \frac{0.72}{4 - 2} = 0.36m$$

Ancho de la abertura de ayudas en los hastiales

$$Ah_{ayudah} = Ah_2 + (2B_{ah} * S_{ah})$$

$$Ah_{ayudah} = 0.72 + (2 * 2.5 * 0.36) = 1.07m$$

Número de cartuchos de las ayudas en los hastiales

$$Nc = \frac{(L_{real} - 0.5 * B_{ah})}{\text{longitud del cartucho}}$$

$$Nc = \frac{(1.16 - 0.5 * 0.83)}{0.18} = 4.2 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

- **Ayudas de la corona**

Burden de las ayudas en la corona

$$B_{ac} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RW S_{Anfo}}{c * f * \frac{s}{B}}} \right)$$

$$B_{ac} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.57 * 0.87}{0.32 * 1.2 * 1.25}} \right) = 0.91m$$

Burden práctico de las ayudas en la corona

$$B_{pac} = \left(0.51 * \left((0.64 * (HT - Ah_2)) \right) \right)$$

$$B_{pac} = \left(0.51 * \left((0.64 * (2.8 - 0.72)) \right) \right) = 0.68m$$

Espaciamiento de las ayudas en la corona

$$S_{ac} = 0.3333 * (0.6533 * AT)$$

$$S_{ac} = 0.3333 * (0.6533 * 2.7) = 0.59m$$

Ancho de la abertura de ayudas en la corona

$$Ah_{ac} = 0.6533 * AT$$

$$Ah_{ac} = 0.6533 * 2.70 = 1.76 m$$

Número de cartuchos de las ayudas en la corona

$$Nc = \frac{(Lreal - 0.5 * B_{ac})}{\text{longitud del cartucho}}$$

$$Nc = \frac{(1.16 - 0.5 * 0.91)}{0.18} = 4 \text{ cartuchos}$$

Número de taladros en las ayudas en la corona

$$NT = \frac{0.6533 * AT}{\frac{s}{B}} + 2$$

$$NT = \frac{0.6533 * 2.7}{1.25} + 2 = 4 \text{ taladros}$$

- **Ayudas en el arrastre**

Burden de las ayudas en el arrastre

$$B_{az} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RWS_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \right)$$

$$B_{az} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.57 * 0.87}{0.32 * 1.45 * 1.25}} \right) = 0.83m$$

Burden práctico de las ayudas en la corona

$$B_{paz} = \frac{(0.36 * (HT - Ah_2))}{2}$$

$$B_{paz} = \frac{(0.36 * (2.8 - 0.72))}{2} = 0.38m$$

Espaciamiento de las ayudas en el arrastre

$$S_{az} = 0.3333 * (0.72 * AT)$$

$$S_{az} = 0.3333 * (0.72 * 2.7) = 1.94m$$

Ancho de la abertura de ayudas en el arrastre

$$Ah_{az} = 0.6533 * AT$$

$$Ah_{az} = 0.6533 * 2.70 = 1.76 m$$

Número de cartuchos de las ayudas en el arrastre

$$Nc = \frac{(Lreal - 0.5 * B_{az})}{longitud\ del\ cartucho}$$

$$Nc = \frac{(1.16 - 0.5 * 0.83)}{0.18} = 4.2 \approx 4\ cartuchos$$

Número de taladros en las ayudas en el arrastre

$$NT = \frac{0.72 * AT}{\frac{S}{B}} + 2$$

$$NT = \frac{0.6533 * 2.7}{1.25} + 2 = 4\ taladros$$

La metodología nos señala 3 tipos de ayudas para el pasaporte de perforación y voladura, sin embargo, en este caso se consideró solo cargar las ayudas de la corona y los hastiales con explosivo ya que si se carga las ayudas de la zapatera es probable que se haga una sobre excavación. En la tabla 41 se muestran los cálculos de las cargas de cada uno de las ayudas y en la tabla 12, de la metodología se encuentra el formulario de cálculo donde se obtuvo los resultados.

Tabla 41. Cargas de las ayudas

Cargas en las Ayudas			
Variables	Arrastre	Hastiales	Corona
Longitud de carga de fondo (m)	-	0.4	0.4
Longitud de carga de columna (m).	-	0.44	0.44
Ajuste de carga de fondo	-	0.36	0.36
Longitud de carga de columna (m)	-	0.48	0.48
Carga de fondo (Kg/b)	-	0.21	0.21
Carga columna (Kg/b)	-	0.27	0.27
Nro. Barrenos	-	4	3
Carga total de Fondo (kg)	-	0.82	0.62
Carga total de columna (kg)	-	1.09	0.81

J) Contornos

- **Contornos en hastiales**

Burden de los hastiales

$$B_h = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RW S_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \right)$$

$$B_h = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.57 * 0.87}{0.32 * 1.45 * 1.25}} \right) = 0.83m$$

Burden práctico en los hastiales

$$B_{ph} = \frac{(0.2755 * AT)}{2}$$

$$B_{ph} = \frac{(0.2755 * 2.7)}{2} = 0.37m$$

Espaciamiento en los hastiales

$$S_h = 0.3345 * (HT - r)$$

$$S_h = 0.3345 * (2.8 - 1.35) = 0.49m$$

Ancho de la abertura de los hastiales

$$Ah_h = HT - r$$

$$Ah_h = 2.8 - .35 = 1.45m$$

Número de cartuchos en los hastiales

$$N_c = \frac{(L_{real} - 0.5 * B_h)}{\text{longitud del cartucho}}$$

$$N_c = \frac{(1.16 - 0.5 * 0.83)}{0.18} = 4.2 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

Número de taladros en los hastiales

$$NT = \frac{HT - r}{\frac{S}{B}} + 2$$

$$NT = \frac{2.8 - 1.35}{1.25} + 2 = 3 \text{ taladros}$$

- **Contornos en la corona.**

Espaciamiento de los taladros por la corona

$$S_c = K * \phi_1$$

$$S_c = 15 * 0.036 = 0.54m$$

Burden de la corona

$$B_c = \frac{S_c}{0.8}$$

$$B_c = \frac{0.54}{0.8} = 0.68 m$$

Burden práctico de la corona

$$B_{pc} = B_c - L * \text{sen}(\gamma) - E_p$$

$$B_{pc} = 0.68 - 1.16 * \text{sen}(3) - 0.032 = 0.58m$$

Número de cartuchos en la corona

$$N_c = \frac{(L_{real} - 0.5 * B_c)}{\text{longitud del cartucho}}$$

$$N_c = \frac{(1.16 - 0.5 * 0.68)}{0.18} = 4.6 \approx 4.5 \text{ cartuchos}$$

Número de taladros en la corona

$$NT = \frac{AT}{B_c * \frac{S}{B}} + 2$$

$$NT = \frac{2.7}{0.68 * 0.8} + 2 = 7 \text{ taladros}$$

- **Contornos en el Arrastre.**

Burden de los hastiales

$$B_A = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q * RW S_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \right)$$

$$B_A = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.57 * 0.87}{0.32 * 1.45 * 1}} \right) = 0.93m$$

Burden práctico en los hastiales

$$B_{pA} = B_A - L_{real} * \text{sen}(\gamma) - E_p$$

$$B_{pA} = 0.93 - 1.16 * \text{sen}(3) - 0.032 = 0.83m$$

Número de taladros en el arrastre

$$NT = \frac{(AT + 2L_{real} * \text{sen}(\gamma))}{B_A * \frac{S}{B}} + 2$$

$$NT = \frac{(2.7 + 2(1.16 * \text{sen}(3)))}{0.93 * 1} + 2 = 6 \text{ taladros}$$

Espaciamiento en el arrastre central (SA1)

$$S_{A1} = \frac{(AT + 2L_{real} * \text{sen}(\gamma))}{6 - 1}$$

$$S_{A1} = \frac{(2.7 + 2(1.16 * \text{sen}(3)))}{6 - 1} = 0.56$$

Espaciamiento en el arrastre de las esquinas (SA2)

$$S_{A2} = 0.97 - (AT * \text{sen}(\gamma))$$

$$S_{A2} = 0.97 - (2.7 * \text{sen}(3)) = 0.83m$$

Ancho de la abertura del arrastre

$$Ah_A = HT$$

$$Ah_h = 2.7m$$

Número de cartuchos

$$N_c = \frac{(L_{real} - 0.5 * B_A)}{\text{longitud del cartucho}}$$

$$N_c = \frac{(1.16 - 0.5 * 0.93)}{0.18} = 3.9 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

Culminado el cálculo se establece, que como se trata de una roca con baja fortaleza, solo se cargará de explosivo las zapateras mientras que para los demás contornos tanto de los hastiales y corona quedarán sin carga explosiva, los cuales servirán como guías para realizar el corte de la sección de galería adecuada. En la tabla 42, se muestran los cálculos de la cargas en la zapatera, y en la tabla 12, de la metodología se encuentra el formulario de cálculo donde se obtuvo los resultados.

Tabla 42. Cargas den los contornos.

CONTORNOS			
Variables	Zapatera	Hastiales	Corona
Longitud de carga de fondo (m)	0.4	-	-
Longitud de carga de columna (m).	0.44	-	-
Ajuste de carga de fondo	0.36	-	-
Longitud de carga de columna (m)	0.48	-	-
Carga de fondo (Kg/b)	0.21	-	-
Carga columna (Kg/b)	0.27	-	-
Nro. Barrenos	6	-	-
Carga total de Fondo (kg)	1.24	-	-
Carga total de columna (Kg)	1.63	-	-

Se realizo ajustes tanto del burden como espaciamento entre los taladros y a su vez reduciendo perforaciones para adaptar de mejor manera a las condiciones que se enfrentan con el macizo rocoso. En la figura 57, se muestran la distribución de los barrenos y el pasaporte de perforación y voladura 1 se encuentra en el anexo 15.

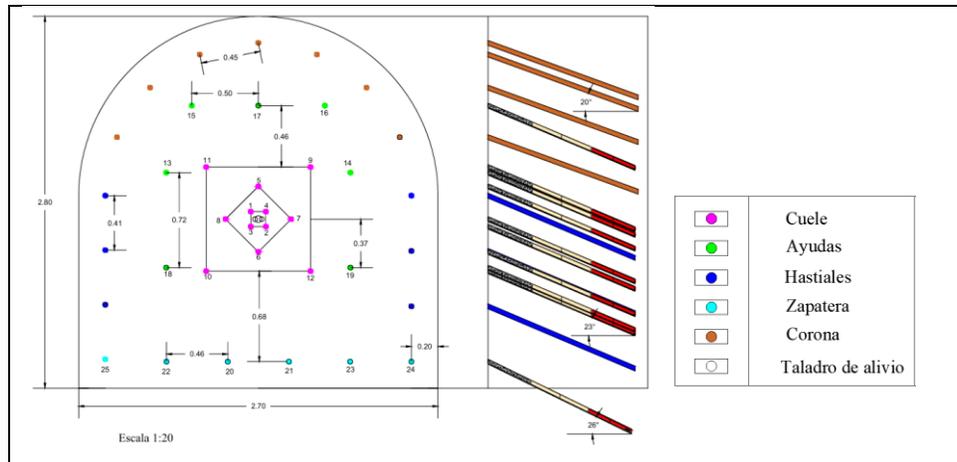


Figura 57. Distribución de los taladros malla 1

Número total de barrenos: 40 barrenos cargados solo: 25

La carga total de Fondo: 0.21 kg

La carga total de columna: 0.27 kg

Entonces la carga total por voladura es:

$$Q_{tv} = (0.21 + 0.27) * 25 \text{ barrenos} = 12 \text{ kg}$$

Longitud de la mecha de seguridad.

Para determinar la longitud de la mecha de seguridad se consideró lo que establece el manual de perforación y voladura de ECSA, 2024.

Longitud del barreno: 1.20

Longitud de la mecha: $L * 30\%$

$$L_{\text{mecha}} = 1.20 * 30\%$$

$$L_{\text{mecha}} = 0.36 \approx 0.4 \text{ para mayor seguridad.}$$

Longitud total, de la mecha de seguridad: 1.60 m.

❖ **Diseño del pasaporte de voladura para rocas intermedias a duras.**

Este tipo de malla de voladura se pretende emplear a partir de la abscisa 0+030.00 hasta la 0+171.00 donde se pretende culminar con la excavación. Se realizó en función de la sección establecida, considerando el ángulo de inclinación de 23°. El cuele para que se utilizó para el plano inclinado es el corte paralelo cilíndrico.

Los cálculos de para está voladura son los mismos empleados en la voladura anterior, es por ello que están resumidos en las siguientes tablas.

Tabla 43. Características generales malla 2

Parámetros Generales			
Ancho	2.70	m	AT
Altura	2.80	m	HT
Radio	1.35	m	r
Densidad de la roca	2.65	g/cm ³	dr
RMR	69	-	RMR
GSI	62	-	GSI
RQD	78.7	-	RQD
Longitud de perforación	1.6	m	Lp
Diámetro de la broca	36	mm	Ø ₁
Desviación 1	0.02	m	α ₁
Desviación 2	0.01	m/m	α ₂
Desviación	3	°	γ
Número de taladros de alivio	3	°	Nta.
Consumo específico	0.531	-	CE
Constante de la roca	0.4771	-	c
Diámetro equivalente	0.062	m	Ø ₂
Longitud real	1.52	m	Lreal
Error de perforación	0.035	mm	Ep
Constante corregida	0.55	-	c
Concentración de carga del explosivo	0.58	kg/m	q

Las características del macizo rocoso, permitieron establecer 4 secciones en el cuele, además se realizó un ajuste de estos parámetros para obtener una mejor distribución de los taladros en la tabla 44, se muestran todos los cálculos del cuele.

Tabla 44. Cálculo del cuele malla 2

Cuele del cuele malla 2							
Secciones	Burden (m)	Burden práctico (m)	Ajuste del burden práctico	Espaciamiento (m)	Ajuste del espaciamiento	Número de cartuchos	Número de taladros
S1	0.11	0.07	0.09	0.10	0.13	8	4
S2	0.16	0.13	0.15	0.28	0.30	8.09	4
S3	0.28	0.24	0.26	0.54	0.60	7.77	4
S4	0.38	0.35	0.36	0.87	0.92	7.48	4

En la tabla 45, se muestran la distribución de las cargas con respecto a cada sección del cuele.

Tabla 45. Distribución de cargas del cuele de la malla 2

Distribución de cargas del cuele malla 2								
Número de secciones	Longitud de carga de fondo(m)	Ajuste de carga de fondo (m)	Longitud de carga de columna (m)	Carga de fondo (Kg/b)	Carga columna (Kg/b)	Número de Barrenos	Carga total de Fondo(kg)	Carga total de columna(kg)
Sección 1	0.53	0.54	0.7	0.31	0.40	4	1.25	1.58
Sección 2	0.53	0.54	0.7	0.31	0.40	4	1.25	1.58
Sección 3	0.53	0.54	0.7	0.31	0.40	4	1.25	1.58
Sección 4	0.53	0.54	0.7	0.31	0.40	4	1.25	1.58
Suma						16	4.99	6.33

En la tabla 46, se muestran los resultados de las ayudas con respecto a la excavación, de igual manera se consideró el ajuste para obtener de ello una mejor distribución de los barrenos.

Tabla 46. Cálculo de las ayudas malla 2

Ayudas de la malla 2							
Ayudas	Burden (m)	Burden práctico (m)	Ajuste del burden práctico	Espaciamiento (m)	Ajuste del espaciamiento(m)	Ancho de la abertura (m)	Ajuste de la abertura (m)
Hastiales	0.69	0.46	0.36	0.44	0.44	1.27	0.88
Corona	0.76	0.63	0.58	0.59	0.64	1.76	1.2
Arrastre	0.69	0.35	0.25	0.65	0.5	1.94	1

La distribución de cargas de las ayudas se muestra en la tabla 47.

Tabla 47. Distribución de cargas en las ayudas malla 2

Cargas en las ayudas malla 2			
Variables	Zapatera	Hastiales	Corona
Longitud de carga de fondo (m)	0.53	0.53	0.53
Longitud de carga de columna (m).	0.71	0.71	0.71
Ajuste de carga de fondo	0.54	0.54	0.54
Longitud de carga de columna (m)	0.7	0.7	0.7
Carga de fondo (Kg/b)	0.31	0.31	0.31
Carga columna (Kg/b)	0.40	0.40	0.40
Nro. Barrenos	3	6	3
Carga total de Fondo (Kg)	0.94	1.87	0.94
Carga total de columna (kg)	1.19	2.38	1.19

En la tabla 48, se encuentran los cálculos sobre los contornos; techo, hastiales y arrastre, al igual que en todos los cálculos se hizo un ajuste de los taladros.

Tabla 48. Cálculo de los contornos malla 2

Ayudas de los contornos									
Con tornos	Burden (m)	Burden práctico (m)	Ajuste del burden práctico	Espaciamiento (m)	Ajuste del espaciamento (m)	Ancho de la abertura (m)	Ajuste de la abertura (m)	Número de cartuchos	Número de taladros
Hastiales	0.69	0.37	0.69	0.49	0.42	1.45		6.6	6
Corona	0.68	0.56	0.94	0.54	0.45	-	-	6.7	7
Arrastre	0.77	0.66	0.54	S1 0.95	S2 0.83	-	-	6.4	6

La distribución de las cargas con respecto a los contornos se muestra en la tabla 49.

Tabla 49. Distribución de cargas del contorno malla 2

Distribución de cargas en los contornos malla 2			
Variables	Zapatera	Hastiales	Corona

Longitud de carga de fondo (m)	0.53	0.27	0.27
Longitud de carga de columna (m).	0.71	0.97	0.97
Ajuste de carga de fondo	0.54	0.27	0.27
Longitud de carga de columna (m)	0.7	0.97	0.97
Carga de fondo (Kg/b)	0.31	0.16	0.16
Carga columna (Kg/b)	0.40	0.55	0.55
Nro. Barrenos	6	6	7
Carga total de Fondo	1.87	0.94	1.09
Carga total de columna	2.38	3.29	3.84

En la figura 58, se muestra la distribución de los barrenos con respecto a la excavación y en el anexo 16, se encuentra el pasaporte de perforación y voladura 2

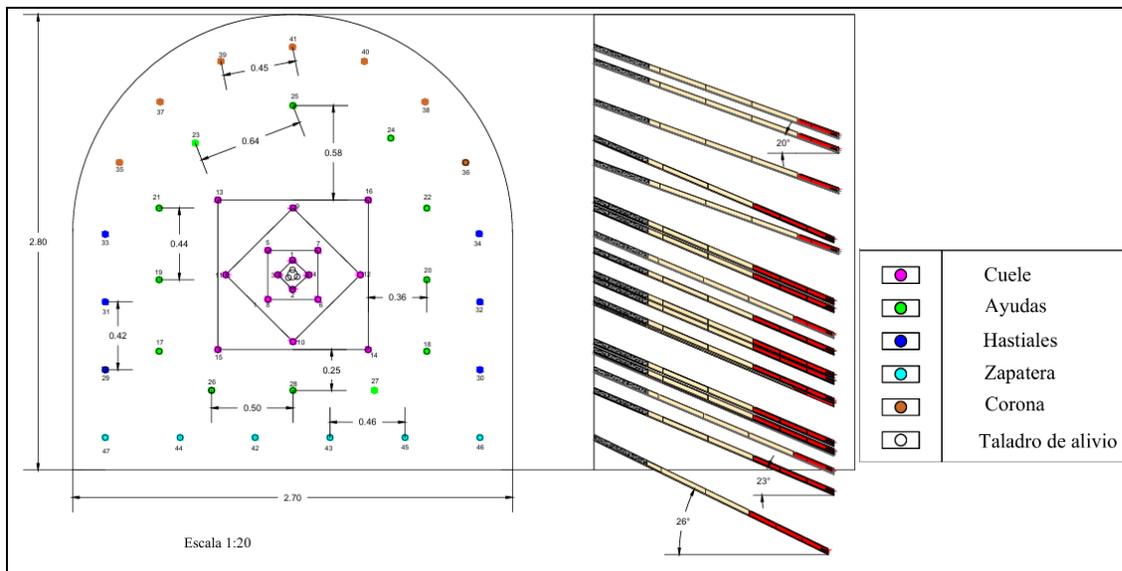


Figura 58. Distribución de los taladros malla 2.

Número total de barrenos: 50 barrenos, total cargados 47.

La carga total de Fondo: 0.31 kg y 0.16 kg

La carga total de columna: 0.4 kg y 0.55 kg

Entonces la carga total por voladura es:

$$Q_{tv} = (0.31 + 0.16) * 34 \text{ barrenos} = 24.14 \text{ kg}$$

$$Q_{tv} = (0.16 + 0.55) * 13 \text{ barrenos} = 9.23 \text{ kg}$$

$$Q_{tv} = 24.14 + 9.23 = 33.37 \text{ kg}$$

Longitud de la mecha de seguridad

Para determinar la longitud de la mecha de seguridad se consideró lo que establece el manual de perforación y voladura de ECSA, 2024.

Longitud del barreno: 1.60

Longitud de la mecha: $L * 30\%$

$$L_{\text{mecha}} = 1.60 * 30\%$$

$$L_{\text{mecha}} = 0.48 \approx 0.5 \text{ para mayor seguridad.}$$

Longitud total, de la mecha de seguridad: 2.10 m.

6.3.3.2. Ventilación. Para obtener la ventilación se consideró el consumo específico de la sustancia explosiva por voladura y el número de personas que trabajarán en el frente. Con la finalidad de brindar seguridad y salud en cada uno de los trabajadores, por lo cual se necesita 571.42 m³/min de aire. Para más detalle ver anexo 17.

Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de sustancia explosiva.

A: Cantidad de sustancia explosiva por voladura: 33.37 Kg

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

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

t: Tiempo de ventilación después de la voladura: 60 min

K: Coeficiente de reserva de aire: 1.45

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

$$Q_{SE} = \frac{33.37 * 0.04 * \frac{100}{0.008} * \frac{1.45}{60}}{60} = 6.72 \frac{\text{m}^3}{\text{s}} = 403 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Cantidad de aire de acuerdo al número de personas.

De acuerdo al reglamento de seguridad y salud en el trabajo en el ámbito minero, CAPITULO IV, Art.104 el flujo de aire mínimo necesario por persona para alturas de hasta 1500 m.s.n.m debe ser de 3m³/min.

q: aire por personas (3m³).

n: 11 personas en el frente de trabajo

$$Q_{ap} = q * n$$

$$Q_{ap} = 3 \frac{m^3}{min} * 11 = 33 \frac{m^3}{min}$$

Caudal de aire para remover polvos

V:0.15 m/s

Sfran: 6.78 m³

$$Q = 0.15 * S \text{ fran}$$

$$Q = 0.15 \frac{m}{s} * 6.78 m^2 = 1.017 \frac{m^3}{s} = 61.02 \frac{m^3}{min}$$

Caudal de aire total

$$QT = Q_{SE} + Q_{ap} + Q$$

$$Q_{T1} = 403 \frac{m^3}{min} + 33 \frac{m^3}{min} + 61.02 \frac{m^3}{min} = 497.02 \frac{m^3}{min}$$

Caudal de aire por fugas.

$$Q_{FU} = 15\% \times Q_{T1}$$

$$Q_{FU} = 15\% \times 8.28 \frac{m^3}{s} = 1.24 \frac{m^3}{s} = 74.4 \frac{m^3}{min}$$

Caudal de aire requerido.

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

$$Q_r = 497.02 \frac{m^3}{min} + 74.4 \frac{m^3}{min} = 571.42 \frac{m^3}{min}$$

Una vez obtenidos los cálculos se eligió el ventilador que más se acople al caudal requerido, en este caso se trata de ventilador axial de la marca Induminer caracterizado por tener aletas rectificadoras de flujo de aire en lado de la impulsión de la hélice desarrollando de esta manera un mejor rendimiento. En la tabla 50, se muestra la elección del ventilador.

Tabla 50. Elección del ventilador

REF.	DIAM. ROTOR mm	CAUDAL (Q) m ³ /s	PRESIÓN (P) Pa	POTENC IA Hp
VA40F-05	400	1.9 - 3.1	740 - 370	5
VA50F-10	500	2.6 - 4.1	1540 - 240	10
gVA60F-15	600	4.0 - 6.5	1670 - 310	15

VA60F- 20	600	4.1 - 7.6	2320 - 420	20
VA70F- 30	700	5.8 - 9.5	2500 - 320	30
VA70F- 40	700	6.8 - 11.3	2770 - 530	40
VA80F- 40	800	8.6 - 13.8	2370 - 450	40
VA80F- 50	800	9.1 - 15.2	2700 - 550	50
VA80F- 60	800	10.2 - 16.2	3040 - 600	60
VA90F- 40	900	7.0 - 14.5	2750 - 300	40
VA90F- 50	900	8.0 - 16.5	2850 - 400	50
VA90F- 60	900	10.0 - 18.8	3000 - 500	60
VA90F- 75	900	11.0 - 18.0	3100 - 520	75
VA90F- 100	900	14.0 - 22.0	3650 - 750	100

Nota. Induminer (s.f).

La ventilación que se manejará para la extracción de polvos y gases viciados por condiciones de la voladura será la aspirante, este proceso se realizará mediante un ducto de ventilación con diámetro de 15". El ventilador se colocará fuera de la boca mina. En la tabla 51, se muestran las características del ducto de ventilación de la marca Induminer.

Tabla 51. Características del ducto de ventilación.

Características		
Diámetro	15	"
Longitud	20	m
Conexión	Cremallera	
Material	Recubrimiento de PVC, protección antiestática y retardante de llama	

Nota. Induminer (s.f).

6.3.3.3. Saneamiento del frente. Para el saneamiento del frente de trabajo se optó por elegir una acuñadura manual tomando a consideración el orden que lo establece el capítulo VI, del reglamento de seguridad y salud en el trabajo en el ámbito minero.

La acuñadura empezará después de haberse ventilado, es decir una vez culminado los 60 minutos, en donde primeramente se analizará el techo y después los hastiales, posterior a ello cuidadosamente se verificará que no exista tiros quedados, caso contrario se inyectará agua a presión para liquidarlos. Verificado todo este proceso se riega el avance de la voladura con agua para descubrir rocas sueltas que posteriormente se las desprenderá con la barretilla de 1.60 m de longitud. En la figura 59, se muestra la distancia de acuñado.

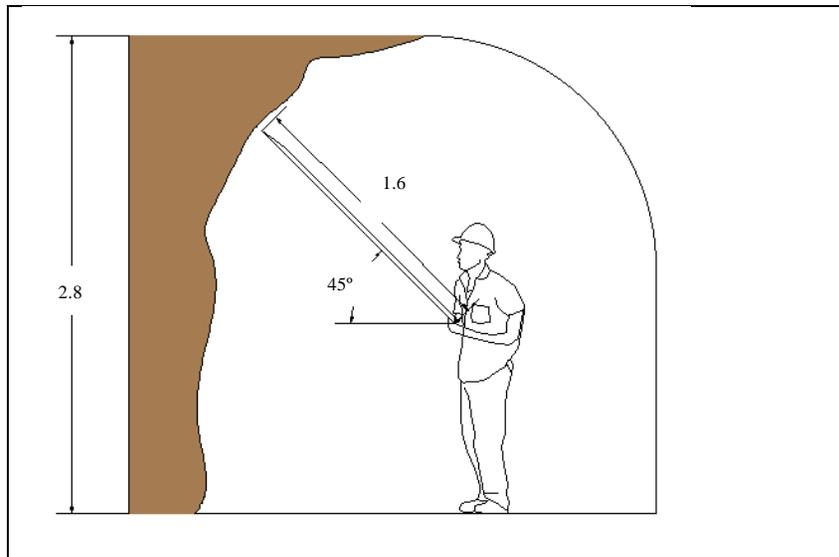


Figura 59. Saneamiento del frente de trabajo.

6.3.3.4. Carga y Transporte. El medio de transporte que se utilizará es el izaje, es por ello que se requiere realizar el cálculo del winche y el cable acorde al vagón minero cargado. Se consideró para la elección del cable y el winche las ecuaciones propuestas por Borisov et.al, (1976).

Peso del vagón cargado (SL).

$$SL = \frac{V_{\text{vagon}} * \delta_{\text{roca}} * \Psi}{Ke}$$

$$Sl = \frac{1.133 * 2.65 * 0.9}{1.6} = 1.69 \text{ Tn} = 1690\text{kg}$$

Ψ: Coeficiente de llenado (0.9).

δ_{roca} : Densidad de la roca: 2.65 Tn/m³

K_e : Factor de esponjamiento: 1.6

Una vez realizado el peso del balde cargado, se procede a ubicar el factor de seguridad para el cable de izaje, recomendado por Bezabala, en la tabla 52, se muestran el ámbito de aplicación y el factor correspondiente.

Tabla 52. Factor de seguridad para los cables de izaje

Aplicación	Factor de seguridad
Tirantes de cable o torones (trabajo estático)	3 a 4
Cables principales para puentes colgantes	3 - 3.5
Cables de suspensión (péndulo para puentes colgantes)	3.5 – 4
Cables de tracción para teleféricos y andariveles	3 a 4
Cada cable de operación de una grúa almeja	5 a 6
Palas mecánicas - excavadoras	5
Cable de arrastre en minas	4 a 5
Cables de izaje en minas (vertical e inclinado)	7 a 8
Grúas tecles y polipastos industriales	6 mínimo
Ascensores - elevadores - para personal	12 a 15
Ascensores - elevadores - para material y equipos	7 a 10
Grúas con crisoles calientes de fundición	8 mínimo

Nota. Tomado de Bezabala (s.f).

El factor recomendado para cables de izaje en minas recomienda de 7 a 8, en este caso se lo estableciera con 7. Considerando este factor se procede a determinar la carga total que debe soportar el cable.

$$F_c = F_s * (SL + Tara_{\text{vagón}})$$

$$F_c = 7 * (1690\text{kg} + 1220\text{kg}) = 20370 \text{ Kg.}$$

En base a ello se procedió a escoger el cable adecuado para que soporte la carga total del carguío. En la tabla 53, se muestra las características técnicas del cable.

Tabla 53. Características del cable

Diámetro nominal		Peso nominal		Fuerza mínima de rotura	
mm	in	kg/m	lb/ft	Fuerza (kN)	Carga (Lbs)
19	3/4	1.64	1.1	307	69000

Nota. Tomado de NORTHERN STRANDS (s.f).

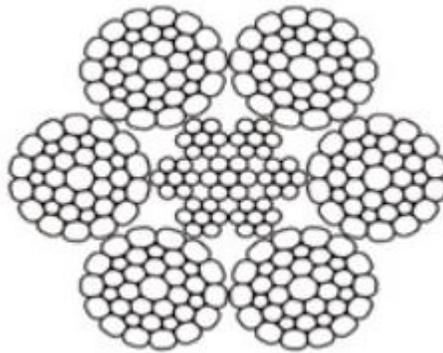


Figura 60. Sección del cable (6X36)

Nota. Tomado de NORTHERN STRANDS (s.f)

Peso del cable. Para establecer el peso del cable, se debe conocer la longitud total a lo largo de la excavación, es por ello que se establece que a partir de la longitud de la excavación se establezca 10 m más para la distancia de la boca mina a la estación del winche.

$$L_c = P + 10 \text{ m.}$$

$$L_c = 161 + 10 = 171 \text{ m.}$$

P: Longitud de la excavación: 161 m

$$R = L_c * P_c$$

$$R = 171 * 1.64 = 280.44 \text{ kg}$$

P_c: Peso por metro del cable: 1.64 Kg/m

R: Peso real del cable.

Comprobación del factor de seguridad.

- Esfuerzo de extensión.

$$\sigma_e = \frac{w * a}{g}$$

$$\sigma_e = \frac{(1690 + 1220 + 280.44) * 0.6}{9.81}$$

$$\sigma_e = \frac{(1690 + 1220 + 280.44) * 0.6}{9.81} = 195.1 \text{ kg}$$

Donde:

a: Aceleración del sistema: $0.6-1 \text{ m/s}^2$

g: Gravedad: 9.81 m/s^2

W: Carga máxima total a levantar.

- Esfuerzo de doblado o curvatura.

Los cálculos para el esfuerzo de doblado se basan en el diámetro del tambor y para ello Andrade (2014), establece en la tabla 54, este parámetro.

Tabla 54. Elección del tambor

Labor	Diámetro del tambor
Pozos	$D \geq 60d$
Inclinados	
Pozos verticales	<p>Sí $d \geq 25 \text{ mm}$ entonces $80d \leq D \leq 100d$</p> <p>Sí $d < 25 \text{ mm}$ entonces $D \geq 60d$</p>

Nota. Tomado de Muzo (2020), así como se citó de Andrade (2014).

dw: Diámetro del hilo de alambre

$$d_w = 0.063 * d$$

$$d_w = 0.063 * 1.9 = 0.11 \text{ cm}$$

A: Área aproximada del alambre.

$$A = 0.38 * d^2$$

$$A = 0.38 * 1.9^2 = 1.37$$

E: Módulo de elasticidad del cable. (6x 36)

$$E = 6 * 100000 = 600000$$

D: Diámetro del tambor.

$$D = 60 * d$$

$$D = 114$$

$$\sigma_d = \frac{A * E * d_w}{D}$$

$$\sigma_d = \frac{1.37 * 600000 * 0.11}{114} = 793.17 \text{ kg}$$

- Comprobación

$$\frac{RR}{Ft} > 7$$

$$\frac{31297.87}{1690 + 1220 + 280.44 + 195.1 + 793.17} > 7$$

$$7.48 > 7 \text{ CUMPLE}$$

RR: Resistencia del cable a la rotura: 31297.87 Kg.

Ft: La sumatoria de todas las cargas.

En conclusión, el cable seleccionado cumple con el factor de seguridad requerido para evitar accidentes dentro del transporte del material.

- Polea

Para determinar el diámetro de la polea se consideró la tabla 55, donde señala el diámetro en función del cable.

Tabla 55. Relación entre el diámetro del cable y polea

Cable	Peso por	Diámetro mínimo de la polea
	lb	in
6x7 de arrastre	1.5*d ²	42*d
6x19 de izaje normal	1.6*d ²	26d - 34d
6x37 flexible especial	1.55*d ²	18*d

Nota. Tomado de Muzo (2020), así como se citó de Andrade (2014).

En base a la tabla se determina que la relación entre el diámetro y la polea está establecida por 18*d.

$$d_{polea} = 18" * d$$

$$d_{polea} = 18" * 0.75" = 13.5" = 0.35 \text{ m}$$

- Elección del winche

En función de las características establecidas, sobre la resistencia del cable, la longitud del cable, el peso total de elevación y la polea se procedió a la elección del winche a través de la

comparación de catálogos. Las características del winche se muestran en la tabla 56, la marca del winche es DATAI, modelo de motor YZR160L-6

Tabla 56. Características del winche

Carga Nominal	5000	Kg
Velocidad nominal	20 (m/min)	m/min
Capacidad de la cuerda	250	mm
Potencia del motor	30	hp
Dimensiones	1235*1230*805	mm
Peso	2000	Kg
Diámetro del cable	19	mm

Nota. DATAI (s.f).



Figura 61. Winche de izaje seleccionado

Nota. DATAI (s.f).

El winche será asentado en una loza con longitud de (1.5 x1.5x 0.4m), asegurando la estabilidad del mismo, ver figura 62.

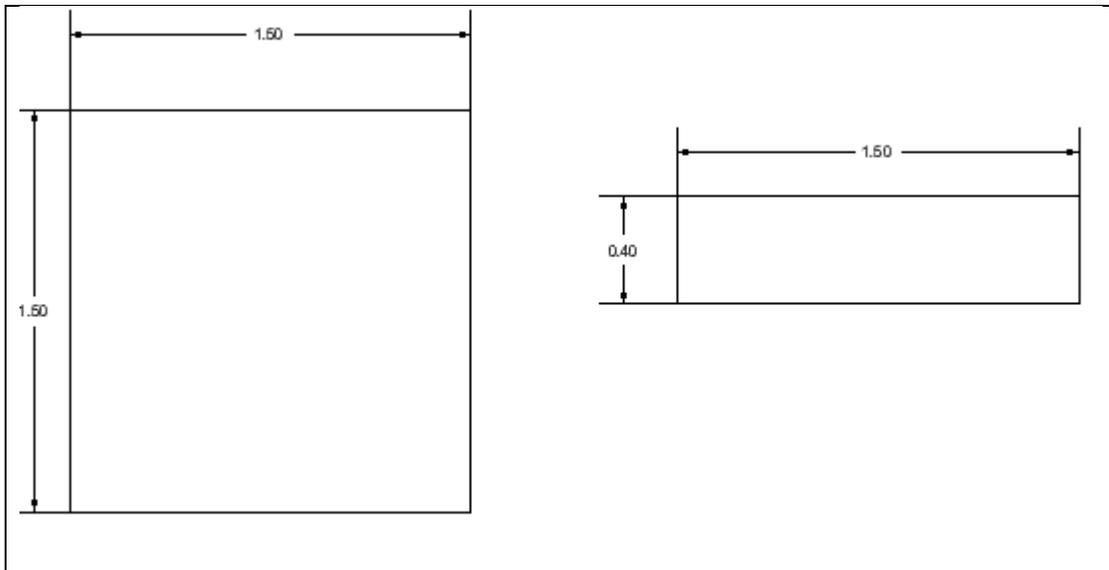


Figura 62. Loza para asentar el winche.

Cálculo del Tonelaje. Considerando la longitud de desarrollo de 171 m, se realiza el cálculo del tonelaje total a extraer de material mediante la sección de la excavación, longitud y la densidad específica del material. Cabe señalar que en cada avance de voladura se deberá considerar una capa de 25 cm para el balastro del mismo material excavado o volado el cual tiene un área de 0.3 m^2

- Volumen de la capa de balastro.

$$V_{cb} = \text{área de la capa de balastro} * L_{avance} * K$$

$$V_{cb} = 0.3 * 171 * 1.6 = 136.8 \text{ m}^3$$

- Volumen total

$$V_t = L_{excavación} * A * K$$

$$V_t = 171 * 6.78 * 1.6 = 1855.008 \text{ m}^3$$

- Volumen total real

$$V_{tr} = V_t - V_{cb}$$

$$V_{tr} = 1855.008 \text{ m}^3 - 136.8 \text{ m}^3 = 1718.208 \text{ m}^3$$

$$Ton_T = V_{tr} * \delta_{roca}$$

$$T_T = 1718.208 * 2.65 = 4553.25 \text{ Tn}$$

Donde:

A: área de la sección: 6.78 m^2

$L_{excavación}$: Longitud de la excavación : 171m

δ_{roca} : Densidad de la roca : 2.65 Tn/m³

K: Coeficiente de esponjamiento: 1.6

❖ **Cálculo del tonelaje del primer tramo (0+ 000.00) al (0+015.00)**

Se considera esta longitud total de avance ya que se estima que el material es baja calidad y método de arranque es mecánico. Al tratarse de una máquina que realiza dos trabajos en uno, el tiempo de ejecución será rápida. Cabe señalar que para el cálculo del volumen se consideró el coeficiente de esponjamiento de la andesita 1.6.

Volumen de la capa de balastro.

$$V_{cb} = \text{área de la capa de balastro} * L_{avance} * K$$

$$V_{cb} = 0.5 * 10 * 1.6 = 8 \text{ m}^3$$

Cálculo del volumen total.

$$V_t = A * L_{avance} * K - V_{cb}$$

$$V_r = 6.78 * 10 * 1.6 - 8 = 100.48 \text{ m}^3$$

Capacidad real del vagón.

$$C_{rv} = C_v * K$$

$$C_{rv} = 1.13 \text{ m}^3 * 1.6 = 1.8 \text{ m}^3$$

Número de vagones.

$$N_v = \frac{V_r}{C_{rv}}$$

$$N_v = \frac{100.48}{1.8} = 55.82 \approx 56 \text{ vagones.}$$

Dentro de este primer tramo, se establece que, para extraer la cantidad del material, se necesitan 56 vagones, sin embargo, al ser una excavación desde la superficie y la distancia de acarreo corta, la maquinaria de arranque sacará el material mediante su sistema de transportación hasta los 10 metros ya que esa es la longitud de trabajo de este equipo. Una vez que el equipo acceda completamente se procederá a la instalación de los rieles para poner en ejecución el sistema de izaje con la cantidad de vagones correspondientes. Después de los 10 metros de avance hasta el tramo seleccionado se obtiene lo siguiente.

Volumen de la capa de balastro

$$V_{cb} = \text{área de la capa de balastro} * L_{avance} * K$$

$$V_{cb} = 0.5 * 5 * 1.6 = 4 \text{ m}^3$$

Volumen real

$$V_t = A * L_{avance} * K - V_{cb}$$

$$V_r = 6.78 * 5 * 1.6 - 4 = 50.24 \text{ m}^3$$

Número de vagones.

$$N_v = \frac{V_r}{C_{rv}}$$

$$N_v = \frac{51.74}{1.8} = 27.1 \approx 28 \text{ vagones.}$$

Número de viajes.

$$N_v = \frac{28 \text{ vagones}}{1} = 29 \text{ viajes.}$$

La capacidad de llenado del equipo es de 100 m³/h, tomando a consideración los metros cúbicos que se tiene que sacar, se establece que serán llenados los vagones en 0.33 horas.

El llenado de cada vagón será de 1.08 minutos, por lo tanto, se procede a calcular el tiempo que tardará en llegar un vagón a la superficie en función de la velocidad del winche de izaje de 20 m/min sumado el tiempo de descarga.

Se establece la distancia de 9 m considerando la longitud de la Haggloader de 10 metros y la distancia que hay de la boquilla a la zona de descarga de 4 metros.

$$t = \frac{d}{v}$$

$$t = \frac{9}{20} = 0.45$$

$$T_{cyt} = T_{ll} + T_a + T_d + T_r$$

Donde:

T_{ll}: Tiempo de llenado: 1.08min

T_a: Tiempo de acarreo: 0.45 min

T_d: Tiempo de descarga: 0.05 min

T_r: Tiempo de retorno: 0.45 min

$$T_{cyt} = 1.08 + 0.45 + 0.05 + 0.45 = 2.03 \frac{\text{min}}{\text{vagón}}$$

En los 28 viajes el tiempo de transporte será de: 58.87 minutos.

❖ **Cálculo del tonelaje del segundo tramo (0+ 015.00) al (0+030.00)**

Para el cálculo del segundo tramo se consideró la primer malla de voladura la cual tiene un avance efectivo de 1.16m. Considerando esté parámetro se procede a realizar los cálculos correspondientes al Tonelaje por avance.

Volumen de la capa de balasto

$$V_{cb} = \text{Ancho de galería} * L_{avance} * K$$

$$V_{cb} = 0.5 * 1.16 * 1.6 = 0.9 \text{ m}^3$$

Volumen real

$$V_t = A * L_{avance} * K - V_{cb}$$

$$V_r = 6.78 * 1.16 * 1.6 - 0.9 = 11.68 \text{ m}^3$$

Capacidad real del vagón.

$$C_{rv} = Cv * K$$

$$C_{rv} = 1.13 \text{ m}^3 * 1.16 = 1.8 \text{ m}^3$$

Número de vagones.

$$N_v = \frac{V_r}{C_{rv}}$$

$$N_v = \frac{11.68}{1.8} = 6.5 \approx 7 \text{ vagones.}$$

Número de viajes.

$$N = \frac{7 \text{ vagones}}{1} = 7 \text{ viajes.}$$

Tiempo de acarreo del material.

$$t = \frac{d}{v}$$

$$t = \frac{10.16}{20} = 0.51$$

$$T_{cyt} = T_{ul} + T_a + T_d + T_r$$

$$T_{cyt} = 1.08 + 0.51 + 0.05 + 0.51 = 2.15 \frac{\text{min}}{\text{vagón}}$$

Como son 7 viajes el tiempo del primer tramo de voladura con un avance de 1.16 m es de 15 minutos.

Para el resto de los demás tramos se consideró la misma metodología en cuanto al tiempo de acarreo, los resultados se muestran en la tabla 57.

Tabla 57. Tiempos de avance por cada voladura tramo (0+015.0-0+030.00).

Continuación de Longitud de excavación	Tll	Ta	Td	Tr	Teyt	Nv	Tiempo por cada avance
16.16	1.08	0.51	0.05	0.51	2.15	7	15.0
17.32	1.08	0.57	0.05	0.57	2.26	7	15.8
18.48	1.08	0.62	0.05	0.62	2.38	7	16.6
19.64	1.08	0.68	0.05	0.68	2.49	7	17.5
20.8	1.08	0.74	0.05	0.74	2.61	7	18.3
21.96	1.08	0.80	0.05	0.80	2.73	7	19.1
23.12	1.08	0.86	0.05	0.86	2.84	7	19.9
24.28	1.08	0.91	0.05	0.91	2.96	7	20.7
25.44	1.08	0.97	0.05	0.97	3.07	7	21.5
26.6	1.08	1.03	0.05	1.03	3.19	7	22.3
27.76	1.08	1.09	0.05	1.09	3.31	7	23.1
28.92	1.08	1.15	0.05	1.15	3.42	7	24.0
30.08	1.08	1.20	0.05	1.20	3.54	7	24.8

- **Cálculo del tonelaje del tercer tramo (0+030.00) al (0+171.00)**

Para el cálculo del tonelaje del tercer tramo se aplica la segunda malla de voladura, estimando que las condiciones de la roca sean mejores. El avance efectivo para este tramo es de 1.52m.

Para el caso los 10 metros del crucero, la maquina Haggloader no accede por sus dimensiones por lo cual en este tramo se considera el cargado con malas manuales y acarreo hasta conectar con el winche; por ende, se estima que el tiempo para sacar los 10 metros aumente.

Volumen de la capa de balasto

$$V_{cb} = \text{Ancho de galería} * L_{avance} * K$$

$$V_{cb} = 0.5 * 1.52 * 1.6 = 1.2 \text{ m}^3$$

Volumen real.

$$V_t = A * L_{avance} * K - V_{cb}$$

$$V_r = 6.78 * 1.52 * 1.6 - 1.2 = 15.3 \text{ m}^3$$

Capacidad real del vagón.

$$C_{rv} = Cv * K$$

$$C_{rv} = 1.13 \text{ m}^3 * 1.16 = 1.8 \text{ m}^3$$

Número de vagones.

$$N_v = \frac{V_r}{C_{rv}}$$

$$N_v = \frac{15.3}{1.8} = 8.5 \approx 9 \text{ vagones.}$$

Número de viajes.

$$N = \frac{9 \text{ vagones}}{1} = 9 \text{ viajes.}$$

Tiempo de acarreo del material.

$$t = \frac{d}{v}$$

$$t = \frac{25.6}{20} = 1.28$$

$$T_{cyt} = T_{ul} + T_a + T_d + T_r$$

$$T_{cyt} = 1.08 + 1.28 + 0.05 + 1.28 = 3.69 \frac{\text{min}}{\text{vagón}}$$

El tiempo total que tardará en cargar los 9 vagones, será de 33.21 minutos en esta sección de avance, para el tiempo en los avances restante hasta culminar con la excavación, se muestran en la tabla 58.

Tabla 58. Tiempos de avance por cada voladura a partir de tramo (0+030.00) hasta culminar con la excavación. considerando los 10 m del crucero.

Continuación de Longitud de excavación	T _{ll}	T _a	T _d	T _r	T _{cyt}	N _v	Tiempo por cada avance
31.6	1.08	1.28	0.05	1.28	3.69	9	33.2
33.12	1.08	1.36	0.05	1.36	3.84	9	34.6
34.64	1.08	1.43	0.05	1.43	3.99	9	35.9
36.16	1.08	1.51	0.05	1.51	4.15	9	37.3
37.68	1.08	1.58	0.05	1.58	4.30	9	38.7
39.2	1.08	1.66	0.05	1.66	4.45	9	40.1
40.72	1.08	1.74	0.05	1.74	4.60	9	41.4
42.24	1.08	1.81	0.05	1.81	4.75	9	42.8
43.76	1.08	1.89	0.05	1.89	4.91	9	44.2
45.28	1.08	1.96	0.05	1.96	5.06	9	45.5
46.8	1.08	2.04	0.05	2.04	5.21	9	46.9
48.32	1.08	2.12	0.05	2.12	5.36	9	48.3
49.84	1.08	2.19	0.05	2.19	5.51	9	49.6

51.36	1.08	2.27	0.05	2.27	5.67	9	51.0
52.88	1.08	2.34	0.05	2.34	5.82	9	52.4
54.4	1.08	2.42	0.05	2.42	5.97	9	53.7
55.92	1.08	2.50	0.05	2.50	6.12	9	55.1
57.44	1.08	2.57	0.05	2.57	6.27	9	56.5
58.96	1.08	2.65	0.05	2.65	6.43	9	57.8
60.48	1.08	2.72	0.05	2.72	6.58	9	59.2
62	1.08	2.80	0.05	2.80	6.73	9	60.6
63.52	1.08	2.88	0.05	2.88	6.88	9	61.9
65.04	1.08	2.95	0.05	2.95	7.03	9	63.3
66.56	1.08	3.03	0.05	3.03	7.19	9	64.7
68.08	1.08	3.10	0.05	3.10	7.34	9	66.0
69.6	1.08	3.18	0.05	3.18	7.49	9	67.4
71.12	1.08	3.26	0.05	3.26	7.64	9	68.8
72.64	1.08	3.33	0.05	3.33	7.79	9	70.1
74.16	1.08	3.41	0.05	3.41	7.95	9	71.5
75.68	1.08	3.48	0.05	3.48	8.10	9	72.9
77.2	1.08	3.56	0.05	3.56	8.25	9	74.3
78.72	1.08	3.64	0.05	3.64	8.40	9	75.6
80.24	1.08	3.71	0.05	3.71	8.55	9	77.0
81.76	1.08	3.79	0.05	3.79	8.71	9	78.4
83.28	1.08	3.86	0.05	3.86	8.86	9	79.7
84.8	1.08	3.94	0.05	3.94	9.01	9	81.1
86.32	1.08	4.02	0.05	4.02	9.16	9	82.5
87.84	1.08	4.09	0.05	4.09	9.31	9	83.8
89.36	1.08	4.17	0.05	4.17	9.47	9	85.2
90.88	1.08	4.24	0.05	4.24	9.62	9	86.6
92.4	1.08	4.32	0.05	4.32	9.77	9	87.9
93.92	1.08	4.40	0.05	4.40	9.92	9	89.3
95.44	1.08	4.47	0.05	4.47	10.07	9	90.7
96.96	1.08	4.55	0.05	4.55	10.23	9	92.0
98.48	1.08	4.62	0.05	4.62	10.38	9	93.4
100	1.08	4.70	0.05	4.70	10.53	9	94.8
101.52	1.08	4.78	0.05	4.78	10.68	9	96.1
103.04	1.08	4.85	0.05	4.85	10.83	9	97.5
104.56	1.08	4.93	0.05	4.93	10.99	9	98.9
106.08	1.08	5.00	0.05	5.00	11.14	9	100.2
107.6	1.08	5.08	0.05	5.08	11.29	9	101.6
109.12	1.08	5.16	0.05	5.16	11.44	9	103.0
110.64	1.08	5.23	0.05	5.23	11.59	9	104.3
112.16	1.08	5.31	0.05	5.31	11.75	9	105.7
113.68	1.08	5.38	0.05	5.38	11.90	9	107.1
115.2	1.08	5.46	0.05	5.46	12.05	9	108.5
116.72	1.08	5.54	0.05	5.54	12.20	9	109.8

118.24	1.08	5.61	0.05	5.61	12.35	9	111.2
119.76	1.08	5.69	0.05	5.69	12.51	9	112.6
121.28	1.08	5.76	0.05	5.76	12.66	9	113.9
122.8	1.08	5.84	0.05	5.84	12.81	9	115.3
124.32	1.08	5.92	0.05	5.92	12.96	9	116.7
125.84	1.08	5.99	0.05	5.99	13.11	9	118.0
127.36	1.08	6.07	0.05	6.07	13.27	9	119.4
128.88	1.08	6.14	0.05	6.14	13.42	9	120.8
130.4	1.08	6.22	0.05	6.22	13.57	9	122.1
131.92	1.08	6.30	0.05	6.30	13.72	9	123.5
133.44	1.08	6.37	0.05	6.37	13.87	9	124.9
134.96	1.08	6.45	0.05	6.45	14.03	9	126.2
136.48	1.08	6.52	0.05	6.52	14.18	9	127.6
138	1.08	6.60	0.05	6.60	14.33	9	129.0
139.52	1.08	6.68	0.05	6.68	14.48	9	130.3
141.04	1.08	6.75	0.05	6.75	14.63	9	131.7
142.56	1.08	6.83	0.05	6.83	14.79	9	133.1
144.08	1.08	6.90	0.05	6.90	14.94	9	134.4
145.6	1.08	6.98	0.05	6.98	15.09	9	135.8
147.12	1.08	7.06	0.05	7.06	15.24	9	137.2
148.64	1.08	7.13	0.05	7.13	15.39	9	138.5
150.16	1.08	7.21	0.05	7.21	15.55	9	139.9
151.68	1.08	7.28	0.05	7.28	15.70	9	141.3
153.2	1.08	7.36	0.05	7.36	15.85	9	142.7
154.72	1.08	7.44	0.05	7.44	16.00	9	144.0
156.24	1.08	7.51	0.05	7.51	16.15	9	145.4
157.76	1.08	7.59	0.05	7.59	16.31	9	146.8
159.28	1.08	7.66	0.05	7.66	16.46	9	148.1
160.8	1.08	7.74	0.05	7.74	16.61	9	149.5

Para el caso del crucero se presentan los tiempos de carga y acarreo en la tabla 59, considerando 3 minutos de cargado con pala manual y la distancia de acarreo hasta el cable del winche

Tabla 59. . Tiempo de carga y acarreo en el crucero.

Continuación de Longitud de excavación	Tll	Ta	Td	Tr	Tcyt	Nv	Tiempo por cada avance
162.32	3	7.76	0.05	7.76	18.57	9	167.1
163.84	3	7.78	0.05	7.78	18.61	9	167.5
165.36	3	7.80	0.05	7.80	18.65	9	167.9
166.88	3	7.82	0.05	7.82	18.69	9	168.2

168.4	3	7.84	0.05	7.84	18.73	9	168.6
169.92	3	7.86	0.05	7.86	18.77	9	168.9
171	3	7.88	0.05	7.88	18.81	9	169.3

6.3.3.5. Iluminación. Para la iluminación dentro del diseño de acceso se consideró el cálculo en base al flujo luminoso a lo larga de toda la excavación ya que, con ello el ambiente de trabajo mejora y brinda mayor seguridad. El tipo de iluminación con la que se trabajara es la iluminación fija y móvil. Para el caso de la iluminación móvil se dotará al personal de lámparas mineras frontales de batería recargable.

Los cálculos para la iluminación son lo siguiente.

- Coeficiente de reflexión

El cálculo del coeficiente de reflexión se lo obtuvo en base a la tabulación de superficie ver tabla 17.

Techo: 0.5

Paredes: 0.5

Suelo: 0.3

- Factor de utilización.

El coeficiente de utilización es de : 0.46, se lo determino en función de la figura 63. Y el factor K en base ancho, longitud y altura.

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

$$k = \frac{2.7 * 171}{2.8 * (2.7 + 171)} = 0.94$$

a: 2.70 m

b: 171 m

h: 2.80 m

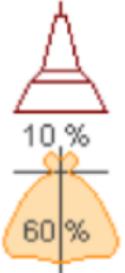
Tipo de aparato de alumbrado	Índice del local k	Factor de utilización																					
		Factor de reflexión del techo																					
		0.8			0.7			0.5			0.3			0									
		Factor de reflexión de las paredes																					
												0.5	0.3	0.1	0.5	0.3	0.1	0.5	0.3	0.1	0.3	0.1	0
	0.6	.39	.35	.32	.38	.34	.32	.38	.34	.31	.33	.31	.30										
	0.8	.48	.43	.40	.47	.42	.40	.46	.42	.39	.41	.38	.37										
	1,00	.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										
	2,00	.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										
	3,00	.70	.67	.65	.69	.66	.64	.65	.63	.61	.60	.59	.56										
	D _{max} =1.0H _m		4,00	.72	.70	.68	.70	.69	.67	.67	.66	.64	.63	.61	.58								
	1m	.70	.75	.80	5,00	.73	.71	.70	.71	.70	.68	.68	.67	.66	.64	.63	.59						

Figura 63. Cálculo del factor de utilización.

Nota. Tomado de Mendieta (2023).

- Coeficiente de mantenimiento.

El coeficiente de mantenimiento se lo obtuvo que se utilizó es para ambientes sucios: 0.6.

- Flujo luminoso.

Se lo obtuvo mediante la siguiente ecuación.

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

$$\phi T = \frac{10 \text{ lux} * 461.7}{0.46 * 0.6} = 16728.26 \text{ lm}$$

Em: Iluminancia deseada: 10 lux

S: Superficie: 461.7 m²

Cu: Coeficiente de utilización: 0.46

Cm: Coeficiente de mantenimiento: 0.6

- Número de luminarias.

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

$$N = \frac{16728.26}{1 * 1680} = 9.95 = 10$$

ΦT: Flujo luminoso: 16728.26 Lm

ΦL : Coeficiente de utilización: 1680 lm

n: Número de bombilla: LED de 12W

- Distancia máxima entre luminarias.

$$e = \frac{b}{N}$$
$$e = \frac{171}{10} = 17.1m$$

b: Longitud de la excavación: 171

N: Número de las luminarias: 10

- Altura de las luminarias y el techo.

$$h = Ht - Hs$$

$$h = 2.80 - 280 = 0m$$

Ht= Altura total: 2.80 m

Hs: 2.80 m

Por ende, la cantidad de luminarias quedan establecidas en 10 distribuidas cada una a 17.1 metros de distancia en la figura 64, se muestran el tipo de luminaria.



Figura 64. Tipo de luminaria Led Toledo 20 W

Nota. SYLNANIA (s.f)

6.3.3.6. Drenaje. El drenaje dentro del diseño de acceso tiene la funcionalidad de evitar que el agua se acumule al momento de la construcción del plano inclinado y la presencia de humedad que en la caracterización geomecánica se detectó en el último tramo. Por ello se estimó un caudal de 0.10 l/min, sumado el consumo de agua en las voladuras y la limpieza en el frente todos estos valores estimados ya que este proceso varía al momento de la perforación y limpieza del frente.

Al ser un proyecto con una longitud de desarrollo de 171 metros teniendo una inclinación de 23° se necesita la implementación de bombas de potencia intermedia, además de la construcción de infraestructura para el bombeo como nichos para para captación de agua y en la superficie una piscina de sedimentación. Todo este proceso involucra tuberías, conexiones, llaves y codos.

Consumo de agua en las voladuras: 0.00000053 m³/s

Consumo de agua en las limpieza del frente: 0.00000093 m³/s

- Caudal total estimado

$$Q_T = 0,0001 + 0.00000053 + 0.00000093 = 0.00010146 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}$$

Al tener un caudal de agua poco significativo se ha buscado en catálogos bombas

Al ser un plano inclinado con pendiente negativa, se requiere de la instalación de bombas para sacar el agua, es por ello que se debe realizar estaciones de bombeo y en superficie una piscina de sedimentación por la presencia de sólidos. Estos nichos serán distribuidos en 60 metros cada uno a lo larga de toda la excavación por ende se necesitan 3 bombas. A los primeros 120 metros se establecerá un solo tipo de bomba de tipo centrífuga serie CB 60 y al final de la excavación será una bomba sumergible de tipo.

Las especificaciones técnicas de las bombas que se ubicarán en los primeros 120 metros se muestran en la tabla 60. Considerando el caudal estimado actual y posibles cambios que se puedan generar a lo largo de la excavación.

Tabla 60. Especificaciones técnicas de la bomba centrífuga

Caudal máximo	14	m3/h
Altura máxima	64	m
Potencia del motor	3	hp
Altura	232	mm
Ancho	120	

Largo	393	
Diámetro de tubería de alimentación	1 1/2	"
Diámetro de tubería de salida	1	"

Nota. SAER (S.f)



Figura 65. Bomba centrífuga serie CB 60

Nota. SAER (S.f).

❖ Accesorios para la instalación de la bomba centrífuga.

- Manguera de una 1": 1 rollo de 100 m
- Manguera 1 ½": 1 rollo de 50 m
- Abrazaderas 1 ½":2
- Abrazaderas 1":4
- Unión 1" : 4
- Unión 1 ½" : 2.
- Manómetro 1": 2
- Válvula de retención 1": 2

Las especificaciones técnicas de la bomba sumergible que ira al final de la excavación se muestran en la tabla 61.

Tabla 61. Especificaciones técnicas de la bomba sumergible.

Caudal máximo	24	m3/h
Altura máxima	116	m
Potencia del motor	1.5	Hp
Altura	631	mm

Diámetro de tubería de salida	1 1/4	"
-------------------------------	-------	---

Nota. Riego Ecuador (s.f).

❖ Accesorios para la bomba sumergible.

- Manguera de una 1 ¼ ”: 1 rollo de 100 m
- Abrazaderas 1 ¼ ”: 2
- Unión 1 ¼ “ : 2.
- Manómetro ¼ : 1
- Válvula de retención ¼: 1

Las dimensiones de los nichos serán de 1x1 m revestidos con una capa de hormigón de 5 cm, la piscina de sedimentación de 2x2 revestidos con una capa de hormigón de 5 cm y la salida de descarga conectado con manguera de dos pulgadas y para la bomba sumergible el nicho será de 1 x 1 revestidos con una capa de hormigón de 5 cm. Todos los detalles se muestran en el Anexo 21.

6.3.3.7. Fortificación. La fortificación del acceso, está en función de la clasificación geomecánica del RMR de Bieniawski y el sistema Q de Barton.

Está en función del RMR, donde determina el tiempo que pueden estar las labores mineras sin sostenimiento. En las gráficas 67,68,69 se muestran el cálculo del tiempo de sostenimiento de los tres tramos del macizo rocoso.

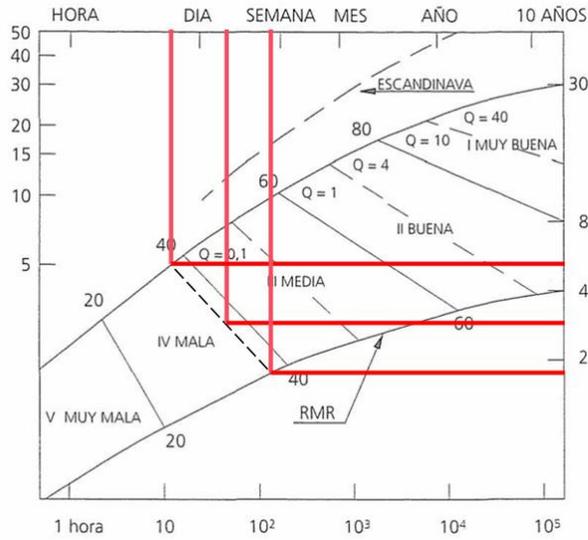


Figura 66. Tiempo de sostenimiento tramo 1 (RMR calidad Mala)

Tiempos de sostenimiento máximos, intermedios y mínimos ver tabla 62.

Tabla 62. Tiempo de sostenimiento tramo 1.

Tiempos de sostenimiento según el RMR (Mala)		
Límites	Tiempos	Longitud permitida
Máximo	6 días	1.8 m
Intermedio	3 días	2.5 m
Mínimo	18 horas	4.3 m

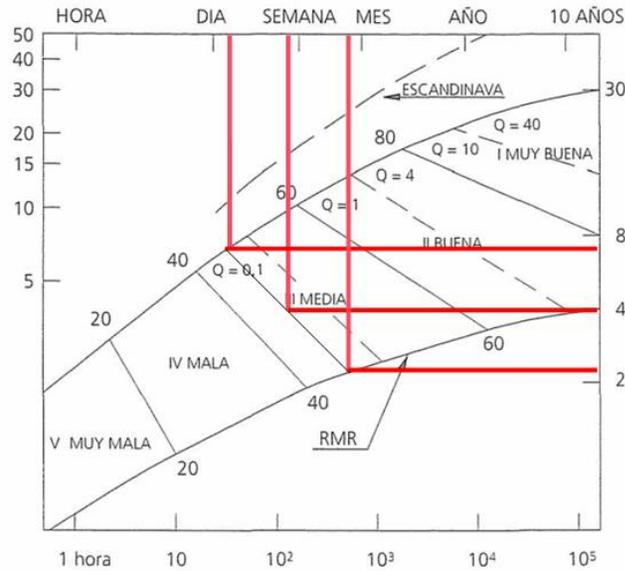


Figura 67. Tiempo de sostenimiento tramo 2 (RMR calidad media)

Tiempos de sostenimiento máximos, intermedios y mínimos ver tabla 63.

Tabla 63. Tiempo de sostenimiento tramo 2.

Tiempos de sostenimiento según el RMR (media)		
Límites	Tiempos	Longitud permitida
Máximo	3 semanas 5 días	2.5 m
Intermedio	6 días	4 m
Mínimo	1 día 6 horas	7 m

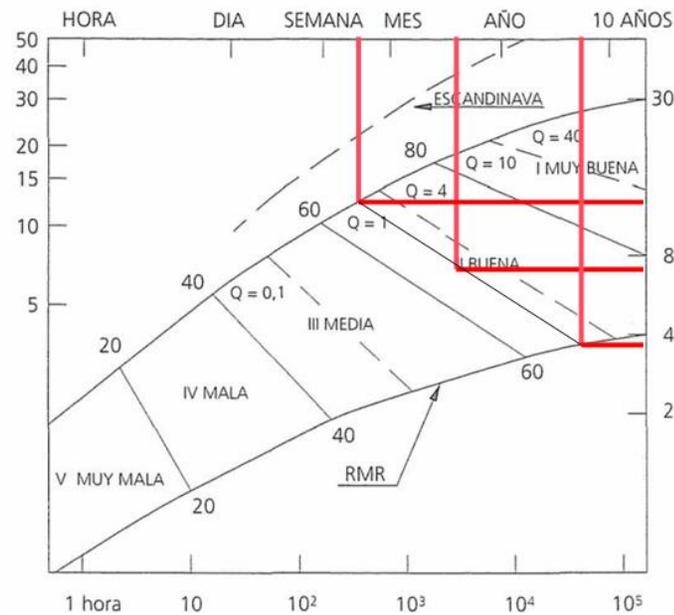


Figura 68. Tiempo de sostenimiento tramo 3 (RMR calidad regular)

Tiempos de sostenimiento máximos, intermedios y mínimos ver tabla 64.

Tabla 64. Tiempo de sostenimiento tramo 3.

Tiempos de sostenimiento según el RMR (M)		
Límites	Tiempos	Longitud permitida
Máximo	7 años	3.6 m
Intermedio	7 meses	7 m
Mínimo	2 semanas	7 m

Tipo de sostenimiento. Según Bieniawski: La fortificación se debe realizar mediante, persona de anclaje, malla electrosoldada, y hormigón lanzado en las zonas donde los requiera.

Para el primer tramo donde el macizo rocoso tiene una clase IV (0+000.00-0+015.00), se debe combinar el sostenimiento con pernos de anclaje separados a 1.5 metros, malla electrosoldada el diámetro de la varilla será de 3.5 mm y 15x15 cm; el traslape de malla será en un rango 8 a 10 cm acomodando lo posible a la sección de la galería, Además se colocará una capa de hormigón vertido de 15 cm, con acelerantes para que el fraguado sea rápido y esto no afecte al tiempo del proceso constructivo. La longitud de los pernos de anclaje se los cálculo con la siguiente fórmula.

$$b = \frac{2.7}{4.2} = 0.64$$

b: Bóveda de destrucción

B: Ancho de la galería: 2.7 m

f: Fortaleza de la roca: 4.2'

L: Longitud del perno m

$$L = 0.64 + 0.75 = 1.39 \approx 1.5 \text{ m}$$

Para el segundo tramo (0+015.0-0+030.0) donde la roca es de clase III calidad media, se debe fortificar con pernos de anclaje separados a 2 metros tanto el piso y hastiales; la longitud de los pernos de 1.5 m, se debe colocar hormigón vertido para el techo de 5 cm y en hastiales de 3 cm.

Para el tercer tramo (0+030.0-0+0+0171.00), donde la roca es de clase II, se debe realizar bulonado local es decir donde se requiera con una separación de 2.5 m; la longitud del perno de 1.5m adicional a ello cuando el macizo esté con presencia de fallamiento, fracturamiento y presencia de agua se verterá una capa de 5 cm de hormigón. Caso contrario no necesita.

Según Barton: Para el sistema Q, la fortificación está en función de la altura de la excavación y el parámetros ESR (relación del sostenimiento de la excavación); es decir la finalidad de la excavación, en este caso queda establecido en 1.6 labores mineras permanentes.

Estableciendo este parámetro para los macizos del primer tramo (0+000.00-0+015.00) donde la clase de roca es muy mala, se debe implementar hormigón de 15 cm tanto para el techo como en los hastiales con acelerante y malla electrosoldada para evitar el desprendimiento de rocas, además pernos de anclaje de 1.5 metros de longitud reforzando de mejor manera el sostenimiento.

Para el segundo tramo (0+015.0-0+030.0) donde la roca es de clase mala, se debe realizar un capa de hormigón entre 4 a 10 cm de espesor tanto en el techo como hastiales, además de reforzar con pernos de anclaje de 1.5 metros de longitud.

Para el tercer tramo (0+030.0-0+0+0171.00), para la clasificación según Q existen dos clases de roca entre buena y media, por ende, para la calidad buena requiere de pernos de anclaje puntuales es decir en zonas inestables o donde existan fracturas y agrietamientos, mientras que para la calidad media se debe emplear pernos de anclaje sistemático de con longitud de 1.5.

6.3.3.8. Ubicación de servicios.

El plano inclinado, tiene dimensiones de 2.70 m de ancho y 2.80 m de alto, por lo cual tiene espacio suficiente para la ubicación de la manga de ventilación, cableado eléctrico, tubería de aire comprimido, tubería de agua, tubería del drenaje, espacio para el valde minero y espacio para el personal en la figura 69, se muestra la distribución de cada uno de los servicios que tendrá el plano inclinado, para más detalle ver anexo 18.

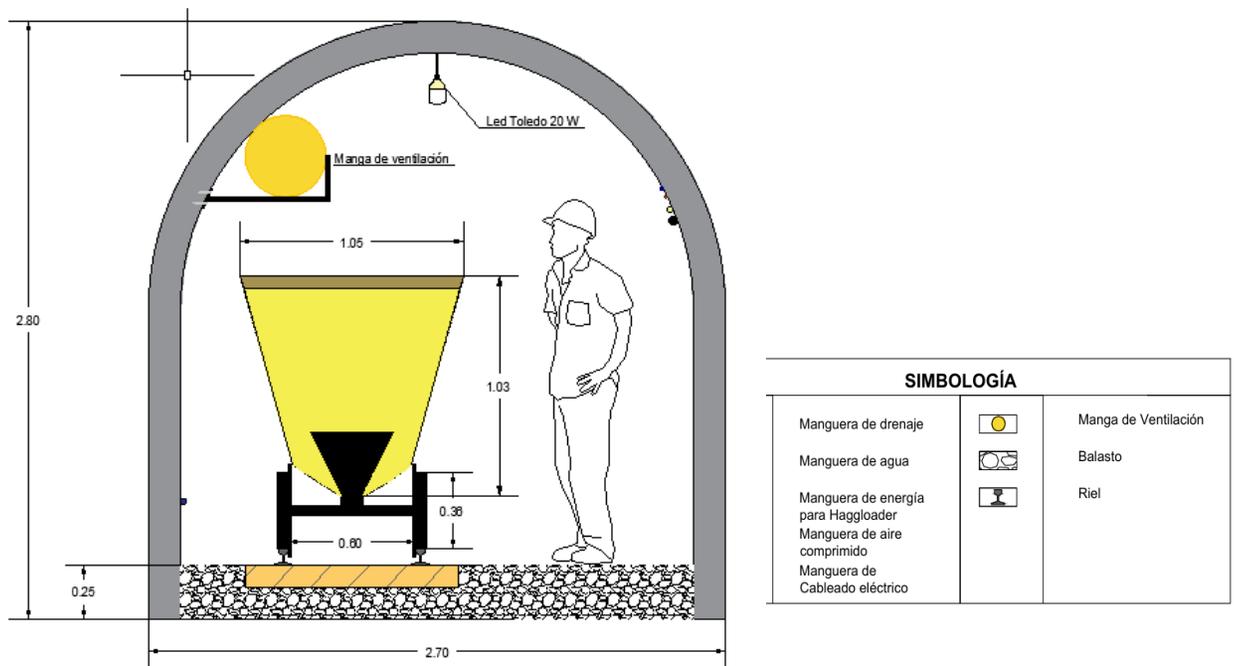


Figura 69. Ubicación de servicios.

6.3.4. Planificación del proceso constructivo.

Para la planificación se consideró los tiempos de perforación y voladura, tiempo de ventilación, tiempo de saneamiento, tiempo de fortificación, tiempos de carga y transporte.

Dentro de la construcción del plano inclinado se estableció la jornada laboral (22/8) 22 días de trabajo consecutivo y 8 días de descanso. Dentro de la jornada laboral estableció 2 turno de trabajo. Por ende, al ser una construcción con una longitud de desarrollo considerable se necesita mano de obra tanto técnica como obrera. En la tabla 65, se muestra el personal que laborará dentro de mina los dos turnos.

Tabla 65. Distribución del personal en las actividades mineras.

Actividades	Turno 1	Turno 2
Técnico minero	1	1
Operador del winche	1	1
Obreros (Colocación de rieles y balasto)	3	3
Operador del Haggloader	1	1
Perforador	1	1
Ayudante de perforación	2	2
Obreros (Instalación de mangueras de ventilación, drenaje y cables eléctricos)	2	2
Obrero (Descarga de material)	1	1
Albañil	1	1
Obreros (Fortificación)	2	2

6.3.4.1. Ciclograma de trabajo para el primer tramo (0+000.0-0+015.0).

Según el límite mínimo de excavación para la calidad de roca es de avances de 4.3 metros en un tiempo de 18 horas; es por ello que el primer turno se excavará 4.3 metros y se fornicará el frente en el segundo turno, se considera estos tiempo ya que la fortificación requiere de una capa de hormigón de 15 cm, con pernos de anclaje y malla electrosoldada.

Tiempo de carga y transporte: 8 horas

Tiempo de fortificación: 8 horas

Tiempo total: 16 horas.

Tiempo completo: 4 días

6.3.4.2. Ciclograma de trabajo para el segundo tramo (0+015.0-0+030.0).

Para el ciclograma de trabajo del segundo tramo, se considera un turno de trabajo de 7 horas cada uno lo cual permite realizar dos avances de voladura involucrando la fortificación.

Velocidad pura de perforación . Se cálculo los tiempos de perforación para las dos mallas de voladura considerando que se utilizará la misma perforadora y la distancia de perforación es menor a los 2 m.

Velocidad pura de perforación.

$$V_p = \frac{60 * K_1 * K_2 * K_3 * K_4}{t_{n.p}}$$

$$V_p = \frac{60 * 1 * 1.3 * 1 * 0.95}{3} = 154.38$$

Tiempos de perforación (T1)

Donde:

t_{np} : tiempo de perforación, m/min: 0.48 m/min

K1: Coeficiente que depende del peso y tipo de perforadora: 1

K2: Coeficiente que toma en cuenta la influencia del aire comprimido: 1.3

K3: Coeficiente que considera el diámetro de la perforación: 1

K4: Coeficiente que considera la profundidad del barreno: 0.95

Tiempo de perforación para la malla 1 (T1).

$$T_p = \frac{N * lb}{\beta * \theta * V_p * np}$$

$$T_1 = \frac{38 * 1.2}{0.7 * 0.7 * 154.38 * 1} = 0.60 \text{ horas} \approx 36 \text{ minutos}$$

Donde:

N: Número de barrenos del frente: 38 barrenos

Lb: Longitud promedio de los barrenos: 1.2 m

β : Coeficiente de utilización: 0.7

θ : Coeficiente de simultaneidad: 0.7

np : Número de máquinas: 1

V_p : Velocidad pura de perforación: 154.38

Tiempo de carga de los barrenos de la malla 1. (T2)

Considerando que solo se cargarán los explosivos del cuele y zapateras dando un total de 25 barrenos cargados.

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

$$T_2 = \frac{25 * 2.5}{2} = 31.25 \text{ minutos} = 0.54 \text{ horas}$$

Donde:

N: Número de barrenos en el frente: 25 barrenos cargados

t': Tiempo de carga de la sustancia explosiva : 2.5 minutos

no: Número de obreros dedicados a la operación: 2.

Tiempo de carga y transporte (T3).

En la tabla 66, se muestran los tiempos de carga y transporte, para el tramo 2.

Tabla 66. Tiempos de carga y transporte tramo 2.

Longitud de la excavación	Tiempo de carga y transporte (Horas)
16.16	0.250
17.32	0.264
18.48	0.277
19.64	0.291
20.8	0.305
21.96	0.318
23.12	0.332
24.28	0.345
25.44	0.359
26.6	0.372
27.76	0.386
28.92	0.399
30.08	0.413

Tiempo de Saneamiento del frente. (T4)

El tiempo para saneamiento del frente según (Valarezo, 2023), debe ser menor o igual a 20 minutos por ende queda establecido en 20 minutos o 0.33 horas.

Tiempo de Ventilación (T5)

El tiempo de la ventilación está establecido en 60 minutos o una hora.

Tiempo de fortificación (T6).

Se lo realizará cada avance de voladura.

$$T_F = \frac{lb}{Nf1 * nf2}$$

$$T_F = \frac{2.4}{2 * 1.8} = 0.66 \text{ horas}$$

Donde:

Lb: Longitud del barreno : 1.2 como serán dos avances por turno: 2.4 m

nf1: Número de obreros en la fortificación: 2

nf2: Coeficiente de la fortificación: 1.8

Tiempo completo para el segundo tramo.

$$T_c = T1 + T2 + T3 + T4 + T5 + T6$$

$$T_c = 0.6 + 0.54 + 0.25 + 0.33 + 1 + 0.66 = 2.38 \text{ horas}$$

Al poder realizar dos avances en un turno de trabajo el tiempo queda establecido en 6.76 horas.

En la tabla 67, se muestran los tiempos por cada avance hasta completar la excavación hasta la abscisa (0+030.00).

Tabla 67. Tiempos completos por día de trabajo tramo (0+015.0-0+030.0).

Longitud de la excavación	Turnos	Días	T1	T2	T3	T4	T5	T6	Avances	Tiempo completo
16.16	1 turno	1	0.6	0.5	0.25	0.33	1	0.6	2	6.76
17.32				4	0			6		6.79
18.48	1 turno		0.6	0.5	0.27	0.33	1	0.6	2	6.81
19.64				4	7			6		6.84
20.8	1 turno	2	0.6	0.5	0.30	0.33	1	0.6	2	6.87
21.96				4	5			6		6.90
23.12	1 turno		0.6	0.5	0.33	0.33	1	0.6	2	6.92
24.28				4	2			6		6.95
25.44	1 turno	3	0.6	0.5	0.35	0.33	1	0.6	2	6.98
				4	9			6		

26.6		0.6	0.5	0.37	0.33	1	0.6	2	7.00
			4	2			6		
27.76	1 turno	0.6	0.5	0.38	0.33	1	0.6	2	7.03
			4	6			6		
28.92		0.6	0.5	0.39	0.33	1	0.6	2	7.06
			4	9			6		
30.08	1 turno en medio día	0.6	0.5	0.41	0.33	1	0.6	2	7.09
			4	3			6		

En resumen, el tiempo que se aplicará para el segundo tramo será en 3 días y medio.

6.3.4.3. Ciclograma de trabajo para el tercer tramo (0+030.0-0+171.0).'

Para el ciclograma en el tercer tramo la distancia para el transporte aumenta es por ello que el tiempo de avances por turno se reduce, sin embargo, hasta la distancia 42.24 m se puede aun realizar dos avances por turno de 8 horas y de ahí en adelante quedaría establecido un avance por turno en un tiempo de 6 horas. Dentro de este tercer tramo en el análisis de la fortificación solo requiere pernos de anclaje de forma puntual es por ello que, se considerará 0.50 horas donde lo requiera a partir de distancia 42.24.

Tiempo de perforación para la malla 2 (T1).

$$T_p = \frac{N * lb}{\beta * \theta * V_p * n_p}$$

$$T_1 = \frac{47 * 1.6}{0.7 * 0.7 * 154.38 * 1} = 1 \text{ hora} = 60 \text{ minutos}$$

Donde:

N: Número de barrenos del frente: 47 barrenos

Lb: Longitud promedio de los barrenos: 1.6 m

β : Coeficiente de utilización: 0.7

θ : Coeficiente de simultaneidad: 0.7

n_p : Número de máquinas: 1

V_p : Velocidad pura de perforación: 154.38

Tiempo de carga de los barrenos de la malla 2. (T2).

Se establece que todos los barrenos serán cargados.

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

$$T_2 = \frac{47 * 2.5}{2} = 58.75 \text{ minutos} = 0.98 \text{ horas}$$

Donde:

N: Número de barrenos en el frente: 47 barrenos cargados

t': Tiempo de carga de la sustancia explosiva : 2.5 minutos

no: Número de obreros dedicados a la operación: 2.

Tiempo de carga y transporte (T3).

En la tabla 68, se muestran los tiempos de carga y transporte, para el tramo 3.

Tabla 68. Tiempos de carga y transporte tramo 3.

Continuación de Longitud de excavación	Tiempo de carga y transporte (Horas)
31.60	0.5535
33.12	0.5763
34.64	0.5991
36.16	0.6219
37.68	0.6447
39.20	0.6675
40.72	0.6903
42.24	0.7131
43.76	0.7359
45.28	0.7587
46.80	0.7815
48.32	0.8043
49.84	0.8271
51.36	0.8499
52.88	0.8727
54.40	0.8955
55.92	0.9183
57.44	0.9411
58.96	0.9639
60.48	0.9867
62.00	1.0095
63.52	1.0323
65.04	1.0551
66.56	1.0779
68.08	1.1007
69.60	1.1235
71.12	1.1463
72.64	1.1691

74.16	1.1919
75.68	1.2147
77.20	1.2375
78.72	1.2603
80.24	1.2831
81.76	1.3059
83.28	1.3287
84.80	1.3515
86.32	1.3743
87.84	1.3971
89.36	1.4199
90.88	1.4427
92.40	1.4655
93.92	1.4883
95.44	1.5111
96.96	1.5339
98.48	1.5567
100.00	1.5795
101.52	1.6023
103.04	1.6251
104.56	1.6479
106.08	1.6707
107.60	1.6935
109.12	1.7163
110.64	1.7391
112.16	1.7619
113.68	1.7847
115.20	1.8075
116.72	1.8303
118.24	1.8531
119.76	1.8759
121.28	1.8987
122.80	1.9215
124.32	1.9443
125.84	1.9671
127.36	1.9899
128.88	2.0127
130.40	2.0355
131.92	2.0583
133.44	2.0811
134.96	2.1039

136.48	2.1267
138.00	2.1495
139.52	2.1723
141.04	2.1951
142.56	2.2179
144.08	2.2407
145.60	2.2635
147.12	2.2863
148.64	2.3091
150.16	2.3319
151.68	2.3547
153.20	2.3775
154.72	2.4003
156.24	2.4231
157.76	2.4459
159.28	2.4687
160.80	2.4915
162.32	2.7855
163.84	2.7915
165.36	2.7975
166.88	2.8035
168.4	2.8095
169.92	2.8155
171	2.8215

Tiempo de Saneamiento del frente. (T4)

El tiempo para saneamiento del frente según (Valarezo, 2023), debe ser menor o igual a 20 minutos por ende queda establecido en 20 minutos o 0.33 horas.

Tiempo de Ventilación (T5)

El tiempo de la ventilación está establecido en 60 minutos o una hora.

Tiempo de fortificación (T6).

Para el cálculo del ciclograma de trabajo no involucraría este parámetro ya que solo se requiere en zonas donde el macizo rocoso se encuentre muy fracturado o exista presencia de fallamientos, caso contrario no necesita. Sin embargo, a partir de la longitud de excavación 42.24, se deja en un turno de 6 horas por si se necesita sostenimiento involucrar el tiempo restante.

En la tabla 69, se muestran los tiempos por cada avance hasta completar la excavación hasta la abscisa (0+030.00).

Tabla 69. Tiempos completos por día de trabajo.

Longitud de la excavación	Turnos	Días	T1	T2	T3	T4	T5	Número de avances	TC
31.6	1 turno	1	1	0.98	0.554	0.33	1	2	7.727
33.12			1	0.98	0.576	0.33	1	2	7.773
34.64	1 turno		1	0.98	0.599	0.33	1	2	7.818
36.16			1	0.98	0.622	0.33	1	2	7.864
37.68	1 turno	1	1	0.98	0.645	0.33	1	2	7.909
39.2			1	0.98	0.668	0.33	1	2	7.955
40.72	1 turno		1	0.98	0.690	0.33	1	2	8.001
42.24			1	0.98	0.713	0.33	1	2	8.046
43.76	1 turno	1	1	0.98	0.736	0.33	1	1	4.046
45.28	1 turno	1	1	0.98	0.759	0.33	1	1	4.069
46.8	1 turno	1	1	0.98	0.782	0.33	1	1	4.092
48.32	1 turno	1	1	0.98	0.804	0.33	1	1	4.114
49.84	1 turno	1	1	0.98	0.827	0.33	1	1	4.137
51.36	1 turno	1	1	0.98	0.850	0.33	1	1	4.160
52.88	1 turno	1	1	0.98	0.873	0.33	1	1	4.183
54.4	1 turno	1	1	0.98	0.896	0.33	1	1	4.206
55.92	1 turno	1	1	0.98	0.918	0.33	1	1	4.228
57.44	1 turno	1	1	0.98	0.941	0.33	1	1	4.251
58.96	1 turno	1	1	0.98	0.964	0.33	1	1	4.274
60.48	1 turno	1	1	0.98	0.987	0.33	1	1	4.297
62	1 turno	1	1	0.98	1.010	0.33	1	1	4.320
63.52	1 turno	1	1	0.98	1.032	0.33	1	1	4.342
65.04	1 turno	1	1	0.98	1.055	0.33	1	1	4.365
66.56	1 turno	1	1	0.98	1.078	0.33	1	1	4.388
68.08	1 turno	1	1	0.98	1.101	0.33	1	1	4.411
69.6	1 turno	1	1	0.98	1.124	0.33	1	1	4.434
71.12	1 turno	1	1	0.98	1.146	0.33	1	1	4.456
72.64	1 turno	1	1	0.98	1.169	0.33	1	1	4.479
74.16	1 turno	1	1	0.98	1.192	0.33	1	1	4.502
75.68	1 turno	1	1	0.98	1.215	0.33	1	1	4.525
77.2	1 turno	1	1	0.98	1.238	0.33	1	1	4.548
78.72	1 turno	1	1	0.98	1.260	0.33	1	1	4.570
80.24	1 turno	1	1	0.98	1.283	0.33	1	1	4.593
81.76	1 turno	1	1	0.98	1.306	0.33	1	1	4.616
83.28	1 turno	1	1	0.98	1.329	0.33	1	1	4.639
84.8	1 turno	1	1	0.98	1.352	0.33	1	1	4.662

86.32	1 turno	1	1	0.98	1.374	0.33	1	1	4.684
87.84	1 turno	1	1	0.98	1.397	0.33	1	1	4.707
89.36	1 turno	1	1	0.98	1.420	0.33	1	1	4.730
90.88	1 turno	1	1	0.98	1.443	0.33	1	1	4.753
92.4	1 turno	1	1	0.98	1.466	0.33	1	1	4.776
93.92	1 turno	1	1	0.98	1.488	0.33	1	1	4.798
95.44	1 turno	1	1	0.98	1.511	0.33	1	1	4.821
96.96	1 turno	1	1	0.98	1.534	0.33	1	1	4.844
98.48	1 turno	1	1	0.98	1.557	0.33	1	1	4.867
100	1 turno	1	1	0.98	1.580	0.33	1	1	4.890
101.52	1 turno	1	1	0.98	1.602	0.33	1	1	4.912
103.04	1 turno	1	1	0.98	1.625	0.33	1	1	4.935
104.56	1 turno	1	1	0.98	1.648	0.33	1	1	4.958
106.08	1 turno	1	1	0.98	1.671	0.33	1	1	4.981
107.6	1 turno	1	1	0.98	1.694	0.33	1	1	5.004
109.12	1 turno	1	1	0.98	1.716	0.33	1	1	5.026
110.64	1 turno	1	1	0.98	1.739	0.33	1	1	5.049
112.16	1 turno	1	1	0.98	1.762	0.33	1	1	5.072
113.68	1 turno	1	1	0.98	1.785	0.33	1	1	5.095
115.2	1 turno	1	1	0.98	1.808	0.33	1	1	5.118
116.72	1 turno	1	1	0.98	1.830	0.33	1	1	5.140
118.24	1 turno	1	1	0.98	1.853	0.33	1	1	5.163
119.76	1 turno	1	1	0.98	1.876	0.33	1	1	5.186
121.28	1 turno	1	1	0.98	1.899	0.33	1	1	5.209
122.8	1 turno	1	1	0.98	1.922	0.33	1	1	5.232
124.32	1 turno	1	1	0.98	1.944	0.33	1	1	5.254
125.84	1 turno	1	1	0.98	1.967	0.33	1	1	5.277
127.36	1 turno	1	1	0.98	1.990	0.33	1	1	5.300
128.88	1 turno	1	1	0.98	2.013	0.33	1	1	5.323
130.4	1 turno	1	1	0.98	2.036	0.33	1	1	5.346
131.92	1 turno	1	1	0.98	2.058	0.33	1	1	5.368
133.44	1 turno	1	1	0.98	2.081	0.33	1	1	5.391
134.96	1 turno	1	1	0.98	2.104	0.33	1	1	5.414
136.48	1 turno	1	1	0.98	2.127	0.33	1	1	5.437
138	1 turno	1	1	0.98	2.150	0.33	1	1	5.460
139.52	1 turno	1	1	0.98	2.172	0.33	1	1	5.482
141.04	1 turno	1	1	0.98	2.195	0.33	1	1	5.505
142.56	1 turno	1	1	0.98	2.218	0.33	1	1	5.528
144.08	1 turno	1	1	0.98	2.241	0.33	1	1	5.551
145.6	1 turno	1	1	0.98	2.264	0.33	1	1	5.574
147.12	1 turno	1	1	0.98	2.286	0.33	1	1	5.596

148.64	1 turno	1	1	0.98	2.309	0.33	1	1	5.619
150.16	1 turno	1	1	0.98	2.332	0.33	1	1	5.642
151.68	1 turno	1	1	0.98	2.355	0.33	1	1	5.665
153.2	1 turno	1	1	0.98	2.378	0.33	1	1	5.688
154.72	1 turno	1	1	0.98	2.400	0.33	1	1	5.710
156.24	1 turno	1	1	0.98	2.423	0.33	1	1	5.733
157.76	1 turno	1	1	0.98	2.446	0.33	1	1	5.756
159.28	1 turno	1	1	0.98	2.469	0.33	1	1	5.779
160.8	1 turno	1	1	0.98	2.492	0.33	1	1	5.802
162.32	1 turno	1	1	0.98	2.786	0.33	1	1	6.096
163.84	1 turno	1	1	0.98	2.792	0.33	1	1	6.102
165.36	1 turno	1	1	0.98	2.798	0.33	1	1	6.108
166.88	1 turno	1	1	0.98	2.804	0.33	1	1	6.114
168.4	1 turno	1	1	0.98	2.810	0.33	1	1	6.120
169.92	1 turno	1	1	0.98	2.816	0.33	1	1	6.126
171	1 turno	1	1	0.98	2.822	0.33	1	1	6.132

En resumen, el tiempo que se aplicará para el tercer tramo será en 87 días.

Por lo tanto, el tiempo de duración de la construcción del plano inclinado será de 94 días y medio. Considerando que jornada laboral es de (22/8); 22 días de trabajo consecutivo y 8 días de descanso. El tiempo será de 4 meses seis días y medio. La instalación de tuberías, cables, balasto, rieles, y bombas se realizará conforme se vaya avanzando con la construcción.

6.3.5. Análisis económico del plano inclinado.

Para determinar el análisis económico del proyecto, se calculó los egresos que involucra toda la parte del proceso constructivo de la excavación y para justificar la parte de ingresos se estimó el valor de la ley del mineral con datos obtenidos por parte del titular minero.

6.3.5.1. Estimación de ingresos. Considerando que la longitud de excavación es paralela a la mineralización y que la estructura mineralizada tenga una continuidad uniforme se estima que exista 36.64 kg de oro.

Lm: Ley del mineral según datos obtenidos por el titular minero: 4.5 g/Tn.

Pm: Potencia media de la veta: 0.375

h: Altura máxima: 64 m

b: distancia es igual a longitud de excavación: 161.

α : Buzamiento de la veta: 66°

Volumen estimado de la mineralización.

$$V = \frac{(b * h)}{\text{sen}\alpha} * Pm$$

$$V = \frac{(161 * 64)}{\text{sen}(66)} * 0.375 = 4\,229.67 \text{ m}^2$$

Tonelaje estimado.

Densidad de la veta: 2.75 Ton/m³

$$T = v * \rho_{\text{veta}}$$

$$T = 4\,229.67 * 2.75 = 11\,631.59 \text{ Ton}$$

Nota: Considerando que es un cálculo estimado se le da un factor de seguridad de 0.7

$$T = 11\,631.59 * 0.7 = 8141.7 \text{ Ton}$$

Estimación de reservas de oro

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

$$R_{\text{Au}} = 8141.7 * 4.5 = 36637.65 \text{ g de Au}$$

6.3.5.2. Egresos. Los egresos del proyecto se dividen en costos directos y costos indirectos donde sumados ambos nos dan una inversión de \$ 129747.26 dólares americanos.

Costos directos. En los costos directos se consideró los insumos del proyecto minero, costos de la maquinaria, depreciación de la maquinaria, trabajadores y mantenimiento de equipos; dando un total de costos directos de \$127954.26 dólares americanos y en cuanto a la depreciación de maquinaria durante el tiempo de construcción del plano inclinado de \$ 854. 55 dólares americanos.

Costos de perforación y voladura. Incluye equipo e insumos ver tabla 70.

Tabla 70. Costos de la perforación y voladura

Perforación y voladura				
Variables	Unidad	Cantidad	P. Unidad (\$)	P. Total (\$ USD)
Perforadora (YT27)	Unidad	1	820	820
Barrenos 1.6	Unidad	3	125	375
Barrenos 1.2	Unidad	1	115	115
Broca (36 mm)	1	10	21	210
Explosivo (Emulnor 1000)	Unidad	650	0.5	325
Explosivo (Emulnor 3000)	Unidad	11300	0.6	6780
Anfo	Kg	1929.75	4.5	8683.875
Fulminante	Unidad	5621	0.35	1967.35
Mecha de seguridad	metros	9699.1	0.35	3394.685

Manguera de aire (1")	Rollos (100 m)	2	25	50
Manguera de agua (1/2")	Rollos (100m)	2	35	70
TOTAL				23730.11

De tal manera que el precio de perforación y voladura durante la excavación tendrá un costo de \$ 24938.97 dólares americanos.

Costos de ventilación. Se consideró el equipo, accesorios y el consumo energético por horas de trabajo a lo largo de toda la excavación ver tabla 71.

Tabla 71. Costos de la ventilación.

Variables	Unidad	Cantidad	P. Unidad (\$)	P. Total (\$)
Ventilador	Unidad	1	1600	1600
Ducto de ventilación	Unidad (20m)	9	6	54
Cremallera	Unidad	8	0.65	5.2
Consumo energético	Kw/h	3117.46	0.21	654.67
TOTAL				2313.87

El costo total de la ventilación es de \$ 2 313.87 dólares americanos.

Costos del saneamiento del frente. Se consideró el equipo que se usará para el saneamiento ver tabla 72.

Tabla 72. Costos del saneamiento del frente

Saneamiento del frente				
Variables	Unidad	Cantidad	P. Unidad (\$)	P. Total (\$ USD)
Barretilla (1.6 m)	Unidad	3	25	75

El costo del saneamiento del frente es de \$ 75 dólares americanos.

Costos de la carga y transporte. Se consideró los equipos e insumos que requiere toda la carga y transporte, ver tabla 73.

Tabla 73. Costos de carga y transporte

Costos de la carga y transporte				
---------------------------------	--	--	--	--

Variab les	Unidad	Cantidad	P. Unidad(\$)	P. Total (\$)
Haggloader	Unidad	1	25000	25000
Winche	Unidad	1	3502	3502
Cable	metros	190	1.96	372.4
Rieles	Unidad (6m)	59	7	413
Clavos del riel 3/8 x 3 1/2	Unidad	342	0.95	324.9
Pernos 1/2 x3"	Unidad	464	1.34	621.76
Eclisas	Unidad	116	8.9	1032.4
Durmientes de madera (3m)	Unidad	57	6	342
Consumo de energía winche	Kw/h	8569	0.21	1799.49
Consumo de energía del Haggloader	Kw/h	4170	0.21	875.7
Vagón	Unidad	1	546.92	546.92
	TOTAL			34830.57

El costo para la carga y transporte es de \$ 34830.57 dólares americanos.

Costos de la Iluminación. Se tomó en cuenta los insumos y la energía, ver tabla 74.

Tabla 74. Costos de iluminación.

Costos de la iluminación				
Variab les	Unidad	Cantidad	P. Unidad(\$)	P. Total (\$)
Cable eléctrico	metros	171	1.6	273.6
Luminarias Led	Unidad	10	2.5	25
Boquillas	metros	10	1.35	13.5
Break	Unidad	1	3.25	3.25
Consumo de energía	Kw/h	243.6	0.95	231.42
	TOTAL			546.77

El costo de la iluminación es de \$ 546.77 dólares americanos.

Costos del drenaje. Se consideró, los equipos e insumos, y la construcción de nichos para la adecuación de las bombas. ver tabla 75.

Tabla 75. Costos del drenaje

Costos de la drenaje				
-----------------------------	--	--	--	--

Variab les	Unidad	Cantidad	P. Unidad(\$)	P. Total (\$) USD
Bomba centrífuga	Unidad	2	300	600
Bomba sumergible	Unidad	1	704	704
Manguera 1 1/2 "	Rollo (50m)	1	28.5	28.5
Manguera 1"	Rollo (100m)	1	25	25
Abrazaderas 1 1/2"	Unidad	2	0.25	0.5
Abrazaderas 1"	Unidad	4	0.25	1
Unión 1"	Unidad	4	1.25	5
Unión 1 1/2"	Unidad	2	1.35	2.7
Manómetro 1"	Unidad	2	220	440
Válvula de retención 1"	Unidad	2	11.35	22.7
Manguera de una 1 1/4	Rollo (100m)	1	35	35
Unión 1 1/4	Unidad	2	1.35	2.7
Manómetro 1/4	Unidad	1	250	250
Válvula de retención 1/4	Unidad	1	11.5	11.5
Cemento	Sacos (50Kg)	2	7.2	14.4
Grava	m ³	1	5	5
Arena	m ³	1	7	7
TOTAL				2155.00

Los costos para el drenaje son de \$ 2155.00 dólares americanos.

Costo de la fortificación. En la fortificación, se consideró los materiales e insumos a lo largo de toda la excavación, además de considerar una estimación en cuanto a los pernos de anclaje ya que la roca puede cambiar a medida que se va excavando. Ver tabla 76.

Tabla 76. Costos de la fortificación.

Costo de la fortificación				
Variab les	Unidad	Cantidad	P. Unidad(\$)	P. Total (\$) USD
Malla electrosoldada (8 x 2.4m)	Unidad	2	45	90
Pernos de anclaje (1.60m)	Unidad	100	60	6000

Cemento	Sacos (50Kg)	100	7.2	720
Grava	m ³	10	5	50
Arena	m ³	8	7	56
Tablas (6m)	Unidad	28	12	336
Listones (6 m)	Unidad	10	15	150
Clavos	Libra	10	2.5	25
TOTAL				7427.00

El costo total para la excavación es de \$ 7 427.00 dólares americanos.

Costos de sueldos de los trabajadores. Se consideró los sueldos del personal que trabaja directamente en la excavación, durante los 4 meses 6 días y medio que durará la excavación. Ver tabla 77.

Tabla 77. Costos de sueldo de los trabajadores

Sueldos de los trabajadores					
Actividad	Unidad	Cantidad	Tiempo (meses)	P. Unidad(\$)	P. Total (\$)
Técnico minero	Unidad	1	4.021	1200	4825.2
Operador del winche	Unidad	2	4.021	460	3699.32
Obreros (Colocación de rieles y balasto)	Unidad	6	4.021	460	11097.96
Operador del Haggloader	Unidad	2	4.021	800	6433.6
Perforador	Unidad	2	4.021	750	6031.5
Ayudante de perforación	Unidad	4	4.021	460	7398.64
Obreros (Instalación de mangueras de ventilación, drenaje y cables eléctricos)	Unidad	4	4.021	460	7398.64
Obrero (Descarga de material)	Unidad	2	4.021	460	3699.32
Obreros (Fortificación)	Unidad	2	4.021	460	3699.32
Albañil	Unidad	2	10 días	25	500
TOTAL					54783.5

Los costos por parte del sueldo de los trabajadores son de \$ 54 783.5 dólares americanos.

Mantenimiento de Maquinaria y equipos, Se consideró el consumo de aceite Y grasas por parte de los equipos y la maquinaria que opera directamente en la construcción Ver tabla 78.

Tabla 78. Mantenimiento de los equipos.

Mantenimiento de maquinaria y equipos				
Variables	Unidad	Cantidad	Precio por unidad (\$)	Precio total (\$)
Aceite para maquinaria	Canecas	10	99.99	999.9
Lubricación del cable	Canecas	1	99.99	99.99
Grasas	Canecas	2	69	138
TOTAL				1237.89

Depreciación de Equipos y Maquinaria. La depreciación de la maquinaria y equipos está en función del tiempo que tardará en construir el plano inclinado. Ver tabla 79.

Tabla 79. Depreciación de equipos y maquinaria

Depreciación de equipos y maquinaria				
Equipos	Cantidad	Costo inicial	Vida útil (años)	Depreciación en los 4 meses 6 días y medio
Perforadora (YT27)	1	820	2	103.88
Ventilador	1	1600	5	60.32
Vagón	1	546.92	5	29.95
Haggloader	1	25000	10	502.63
Winche	1	3502	10	90.54
Bomba centrífuga	2	600	3	44.68
Bomba sumergible	1	704	6	22.56
TOTAL				854.55

La depreciación de los equipos es de \$ 854. 55 dólares americanos.

Costos Indirectos. Los costos indirectos involucran los suministros, servicios básicos y los equipos de protección personal (EPP), lo cuales tienen un valor de \$ 1793 dólares americanos . Ver tabla 80.

Tabla 80. Costos de insumos, servicios y EPP

Costos de Insumos, EPP y servicios				
Variables	Unidad	Cantidad	P. Unitario	P. Total
Telefonía e internet	Fijo	5	23.5	117.5
Agua	Propia	-	-	-
Energía (campamento)	kw/h	5	30	150
Casco	Unidad	27	6.5	175.5

Botas de goma	Unidad	27	11	297
Chalecos reflectivos	Unidad	27	3.5	94.5
Mascarilla	Unidad	27	27	729
Guantes	Unidad	27	2.5	67.5
Orejeras	Unidad	27	6	162
TOTAL				1793

Costos por metro lineal de avance. Para los costos por metro lineal se consideró, el costos totales y la longitud total de la excavación.

$$C_{ml} = \frac{CT}{L}$$

$$C_{ml} = \frac{129747.26 \text{ dólares}}{171\text{m}} = 758.76 \frac{\text{dólares}}{\text{m}}$$

Costos por metro cúbico.

$$C_{m^3} = \frac{129747.26 \text{ dólares}}{1769.37 \text{ m}^3} = 73.32 \frac{\text{dólares}}{\text{m}^3}$$

Costos por metro lineal de avance. En la siguientes tablas se muestran el costo por metro lineal de avance, con barrenos 1.20 y barrenos de 1.60.

Tabla 81. Costos por metro lineal de avance con barrenos 1.20

Costos por metro lineal de avance de 1.20				
Variables	Unidad	Cantidad	P. Unitario \$	P. Total \$
Perforación				
Brocas	Unidad	1	21	21
Barreno (1.20)	Unidad	1	115	115
Aceite	Galón	1	19.8	19.8
Agua	-	-	-	-
Voladura				
Emulnor (1000)	Unidad	50	0.5	25
Anfo	Kg	6.75	4.5	30.375
Capsulas pirotécnicas	Unidad	25	0.2	5
Mecha de seguridad	Metros	40	0.35	14
Fulminante	Unidad	25	0.35	8.75
Perforador	Turno	1	34	34

Ayudante de perforación	Turno	2	20.9	41.8
	Ventilación			
Energía	Kw/h	60	0.21	12.6
Manga de ventilación	Metros	1	0.3	0.3
	Saneamiento			
Barretilla (1.60)	Unidad	1	25	25
	Carga y transporte			
Operador del winche	Turno	1	20.9	20.9
Operador del Haggloader	Turno	1	36.36	36.36
Obreros (Colocación de rieles y balasto)	Turno	2	20.9	41.8
Rieles	Metros	2	1.16	2.32
Clavos	Unidad	2	0.95	1.9
Durmientes	Metros	2	2	4
Eclisas	Unidad	2	8.9	17.8
Pernos	Unidad	8	1.34	10.72
	Illuminación			
Luminaria	Unidad	1	2.5	2.5
Cable	Metros	1	1.6	1.6
Boquilla	Unidad	1	1.35	1.35
	TOTAL			493.875

Tabla 82. Costos por metro lineal de avance con barrenos 1.60

Costos por metro lineal				
Variables	Unidad	Cantidad	P. Unitario \$	P. Total \$
	Perforación			
Brocas	Unidad	1	21	21
Barreno (1.60)	Unidad	1	125	125
Aceite	Galón	1	19.8	19.8
Agua	-	-	-	-
	Voladura			
Emulnor (3000)	Unidad	121.5	0.6	72.9
Anfo	Kg	20.75	4.5	93.375
Capsula pirotécnica	Unidad	47	0.2	9.4
Mecha de seguridad	Metros	98.7	0.35	34.545
Fulminante	Unidad	47	0.35	16.45

Perforador	Turno	1	34	34
Ayudante de perforación	Turno	2	20.9	41.8
	Ventilación			
Energía	Kw/h	60	0.21	12.6
Manga de ventilación	Metros	1	0.3	0.3
	Saneamiento			
Barretilla (1.60)	Unidad	1	25	25
	Carga y transporte			
Operador del winche	Turno	1	20.9	20.9
Operador del Haggloader	Turno	1	36.36	36.36
Obreros (Colocación de rieles y balasto)	Turno	2	20.9	41.8
Rieles	Metros	2	1.16	2.32
Clavos	Unidad	2	0.95	1.9
Durmientes	Metros	2	2	4
Eclisas	Unidad	2	8.9	17.8
Pernos	Unidad	8	1.34	10.72
	Iluminación			
Luminaria	Unidad	1	2.5	2.5
Cable	Metros	1	1.6	1.6
Boquilla	Unidad	1	1.35	1.35
	TOTAL			647.42

6.3.5.3. Utilidad Bruta

Para determinar la utilidad bruta, se consideró el precio del oro en el mes de julio del 2024 establecido por el Banco Central del Ecuador y a su vez también el cálculo de los ingresos obtenidos en base a las reservas estimadas calculadas anteriormente.

Precio actual del oro: \$ 74.98 g de Au.

Ingresos: $36637.65 \text{ g} * 74.98 = \$ 2\,747\,090.997$ dólares americanos

Egresos: \$ 129 747.26 dólares americanos

$$UB = \text{INGRESOS} - \text{EGRESOS}$$

$$UB = 2\,747\,090.997 - 129\,747.26 = \$ 2\,617\,343.737 \text{ dólares americanos}$$

Una vez realizado el cálculo de la utilidad bruta, se determinó que la implementación del acceso principal para llegar a la mineralización de una manera técnica, es rentable su ejecución.

7. Discusión

En el sector Laguar pertenecientes al cantón Macará, no se han realizado estudios preliminares sobre la actividad minera, pese a que en último años ha ido incrementando la industria, es por ello que los resultados de la presente investigación se van a discutir con estudios similares de otros sectores.

La topografía se realizó utilizando un equipo de alta precisión, en este caso con la estación RTK, para ubicar los puntos de control y a partir de ahí iniciar con el levantamiento a detalle y determinar la morfología de la zona de estudio. El error generado por el levantamiento topográfico es de 0.0849 m. Martínez y Cabrera (2023), emplearon la misma metodología obteniendo un error de 0.121m concluyendo que para trabajos topográficos aplicados a las ciencias de la tierra se debe georreferenciar con equipos de alta precisión. Comparando ambos resultados se puede afirmar que los levantamientos realizados con estos equipos presentan un alto índice de precisión y que los errores en ambos estudios son similares, indicando que el uso de estos equipos es adecuado para trabajos de alta precisión.

En la geología se utilizó como elemento base la hoja geológica del cantón Alamor a escala 1:100000, establecida por (IIGE) Instituto de Investigación Geológico y Energético, determinando que el área de estudio está dentro de la formación Célica. En base al levantamiento de afloramientos tanto naturales como antrópicos permitió identificar las litologías presentes en el área de estudio como: andesitas porfiríticas, cuarzodioritas y depósitos aluviales en una escala de trabajo de 1:1000; si se compara con la información que proporciona la hoja geológica y la litología a detalle de la zona de estudio se determinó que existe una similitud parcial, esto puede verse reflejado a la escala de trabajo con la que se desarrollaron estos estudios ya que al ser una escala más grande la información se puede encontrar muy generalizada.

Para la caracterización y clasificación geomecánica en el sector de estudio se determinó mediante dos métodos empíricos establecidos por Bieniawski y Barton, ambos métodos muy utilizados en el sector minero; así como lo establece Fernández (2022), donde aplica la caracterización geomecánica mediante estos dos métodos en una galería principal para posterior a ello determinar el sostenimiento necesario acorde a la calidad de la roca; por otro lado, Nick Barton (2014), en estudios realizados en Noruega sobre soportes de túneles y cavernas con base a la clasificación de masas rocosas con el sistema RMR y Q señala que al realizar sostenimientos por estos dos métodos y haciendo comparaciones con otras metodologías lo más favorables fue la

metodología del RMR y el Q; en la presente investigación se aplicó las metodologías planteadas por Barton y Fernández para determinar la calidad de la roca, definiendo así zonas y tramos geomecánicos que van de calidad mala a calidad buena según el RMR y de calidad Muy mala a Regular según el Q de Barton, permitiendo así definir los diferentes parámetros de sostenimiento en función de la calidad de la roca.

Para determinar la mejor opción de acceso a un yacimiento mineral, Torres (2019), plantea realizar estudios topográficos, hacer análisis de la información geológica y características geomecánicas del macizo rocoso, una vez realizado estos análisis definir el punto más favorable para acceder a la mineralización; esta metodología planteada por este autor fue tomada para la presente investigación y adaptada a las características particulares que tiene el área de estudio permitiendo establecer que la mejor opción para el acceso a la zona mineralizada se trata de un plano inclinado de 161 m de longitud y 10 m de crucero para cortar con la mineralización.

Como lo establece Noa (2006), la elección del método de arranque depende de la calidad del macizo rocoso ya sea para una obra civil o minera; para ello se debe realizar un análisis de los macizos de roca y a partir de ahí seleccionar métodos mecánicos o métodos tradicionales. Aplicando esta metodología se definió que el primer tramo se realizará con excavación mecánica implementando un martillo picador y en los otros tramos donde la competencia de la roca sea de mejor calidad el método aplicado será de perforación y voladura.

El dimensionamiento de la sección del plano inclinado, se basó principalmente en el volumen de extracción, maquinaria, equipos de carga y transporte, lo cual concuerda con la metodología planteada por Patiño (2023), donde menciona que la adecuación de una labor minera debe estar en función del transporte, acceso del personal, servicios de ventilación, cableado eléctrico entre otros.

El drenaje dentro del diseño del plano inclinado es uno de los parámetros más importantes a considerar ya que al tratarse de una inclinación de 23° con pendiente negativa, es imposible la circulación agua por gravedad, por ende se plantea estaciones de bombeo con la finalidad de evacuar el agua que se utiliza en la perforación y voladura, limpieza del frente y considerando caudales que posiblemente se puedan encontrar a lo largo de la construcción; lo cual Muzo (2020), sustenta que los desagües para labores inclinadas tienen el propósito de evitar la acumulación de agua en el proceso constructivo ya que si no se realiza estas evacuaciones retardarían el cumplimiento de las actividades programadas.

El ciclograma de trabajo donde se consideró: perforación, voladura, ventilación, saneamiento, carga, transporte, iluminación y fortificación permitieron establecer los tiempos de cada actividad y así definir el tiempo completo que tardará en ejecutarse la construcción del plano inclinado y en base a ello calcular los costos de todo el proceso constructivo de esta labor minera lo cual también lo estableció Mendieta (2023), donde desarrolló un cronograma con todas las actividades y además de ello hace una valoración para establecer el costo final de toda la excavación.

8. Conclusiones

- La litología de la zona de estudio consiste en rocas andesitas porfíricas con minerales secundarios de biotita y hornblenda; cuarzodioritas compuesta por piroxenos, biotita y magnetita y el material aluvial con cantos redondeados que van de 1 cm a 25 cm.
- En cuanto a las propiedades físicas, para el peso específico aparente se obtuvo un promedio de 2.65 g/cm^3 ; mientras que para el peso específico real se obtuvo 2.77 g/cm^3 ; para el contenido de humedad valores que van entre 1.68 % a 0.24 %, y finalmente para la porosidad valores entre 1.51 % y 14.65%.
- La clasificación geomecánica del macizo rocoso por parte del RMR de Bieniawski se obtuvo una calidad de roca de tipo IV (Mala) en los primeros metros de la excavación y a medida que se vaya profundizando cambiará a una roca de clase III (Media) y II (Buena). Por parte del índice de calidad Q, el macizo rocoso presento calidad de Muy Mala en los primeros tramos de la excavación y a partir de ahí cambiara a Mala, Buena y Media.
- Para el análisis morfológico y geomecánico se determinaron 4 alternativas posibles de acceso a la mineralización la cuales son: Una galería con longitud de 24 m; un pique inclinado de 80° con longitud de 78.18 m, una rampa con 871.8 m de longitud y un plano inclinado de 23° con 161 m de longitud más 10 metros de crucero para interceptar con la mineralización; en la cual se eligió la alternativa 4 debido a que presento mejores condiciones para su desarrollo.
- En base al volumen de material que se extraerá por el plano inclinado y a los equipos que se van a utilizar para el transporte, la sección de la galería es de 2.70 m de ancho y 2.80 m de alto de una sección de tipo abovedada.
- Se estableció dos tipos de arranque tanto mecánico y por perforación y voladura, en donde el primer tramo se lo realizará con la ayuda del Haggloader implementado un martillo picador y en el segundo y tercer tramo mediante la perforación y voladura.
- Se determino dos mallas de voladura por las condiciones del macizo rocoso en el cual la malla 1 tiene 38 barrenos los cuales solo se cargarán 25 y la malla dos 47 barrenos los cuales se cargarán todos, en ambas mallas el encendido será con fuego,

el iniciador con fulminante común Nro. 8 y el quemado mediante mecha de seguridad conectado con cápsulas pirotécnicas para brindar mayor seguridad al personal.

- Para la ventilación se propuso un ventilador de 40 Hp de potencia, que brinda caudales de aire entre 6.8 a 11.3 m³/s, mediante una manga ventilación de 15". El saneo del frente será manual con barretilla de 1.6 m de longitud formando un ángulo de 45°.
- En cuanto a la carga y transporte del material será por medio de izaje, conectado a un vagón minero V40, el material será cargado con el Haggloader.
- Referente a la fortificación se consideró lo establecido por el RMR y el sistema Q, siendo necesario verter hormigón de 15 cm de espesor tanto en paredes y techo, con pernos de anclaje de longitud 1.5 a una distancia de 2m, reforzados con malla electrosoldada; para el segundo tramo una capa de 5 cm de hormigón, pernos de anclaje de 1.5 m de longitud separados 2 m y para el tercer tramo se colocará pernos de anclaje puntual y si existe humedad 5cm de hormigón para impermeabilizar.
- El tiempo de ejecución de la excavación es de 4 meses 6 días y medio, con dos turnos de trabajo al día, estableciendo un total de costos del proceso constructivo de \$ 129 747.26 dólares americanos.
- Finalmente, los costos por metro lineal de excavación son \$ 758.76 dólares americanos, los costos por metro cúbico de \$ 73.32 dólares americanos, los costos por metro de avance con barrenos de 1,20 con una efectividad de 1.16 son de \$ 493.875 dólares americanos finalmente los costos con barrenos de 1.60 con efectividad de 1.52 son de \$ 647.42 dólares americanos.

9. Recomendación

- Se recomienda poner en práctica la presente investigación, ya que todos los análisis y cálculos fueron desarrollos de manera técnica.
- Invertir en la maquinaria propuesta, ya que una vez que se acabe la construcción del plano inclinado, la misma servirá para posteriores actividades de la mina.
- Realizar estudios hidrológicos para determinar el comportamiento de las aguas subterráneas de la zona y evitar que con el tiempo exista inundaciones o problemas por la presencia de aguas.
- Para brindar la calidad de aire adecuado dentro de esta labor minera se recomienda implementar el ventilador propuesto y una vez acabado el proceso de construcción; para posteriores actividades construir una labor vertical para ventilar de manera natural aprovechando la diferencia de altura que existe con respecto a la excavación.
- Para evitar accidentes y brindar mayor seguridad, se recomienda plantear la iluminación propuesta en la presente investigación.
- Conforme se vaya avanzando con la excavación se recomienda realizar el control geomecánico y la geología de la labor minera.
- Al iniciar con la excavación llevar el control topográfico con un equipo de alta presión para que los errores sean los mínimos hasta culminar con la excavación planteada en la investigación.

10. Bibliografía

Andrade Gallardo , S. (2008). *GUIA METODOLÓGICA DE SEGURIDAD PARA PROYECTOS DE VENTILACIÓN DE MINAS*. Departamento de Seguridad Minera. <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/12/200812GuiaVentilacionMinas.pdf>

Bernaola Alonso , J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN MINERÍA*. Madrid : <https://doi.org/10.20868/UPM.book.21848>. <https://doi.org/https://doi.org/10.20868/UPM.book.21848>

Boríssov, S., Klókov, M., & Gornovói, B. (1976). *Labores Mineras*. Rusia.

Calder, P. N. (s.f). *Tópicos de Ingeniería en Minas Rajo Abierto*.

Castillo V, P. F. (2019). *PROPIEDADES FÍSICAS DE LAS ROCAS*. https://www.academia.edu/40049096/Informe_Propiedades_fisicas_de_las_rocas

Chávez , C., & Meller, P. (2020). *La GRAN REGIÓN MINERA: CHILE Y PERU*. Chile: Universidad de Talca. https://www.cieplan.org/wp-content/uploads/2020/12/LA_GRAN_REGION_MINERA_eBook.pdf

Crónica, D. I. (1 de Febrero de 2022). Macará inundado de concesiones mineras. *Crónica*. <https://cronica.com.ec/2022/02/01/macara-inundado-de-concesiones-mineras/>

Cruz, E. (4 de Mayo de 2021). *CEO de Anglo American: “El 45% de la economía mundial está impulsada por la minería”*. Rumbo minero : <https://www.rumbominero.com/peru/noticias/internacionales/ceo-de-anglo-american-el-45-de-la-economia-mundial-esta-impulsada-por-la-mineria/>

Díaz Aguado, M. B. (2006). *Carga, Transporte y Extracción en Minería Subterránea* (Vol. Septem Ediciones).

Díaz, M. R., Tesoro , A., Correa, A. V., Ocampo, A., Ruggeri, P., & Delfino, R. (2009). *Manual de salud y seguridad en trabajos de minería*. Buenos Aires: Aulas y Andamios. https://www.oitcinterfor.org/sites/default/files/salud_seg_mineria.pdf

Ecuador, M. d. (2016). *PLAN NACIONAL DE DESARROLLO DEL SECTOR MINERO* . <https://www.rekursyenergia.gob.ec/wp-content/uploads/2020/10/Plan-Nacional-de-Desarrollo-del-Sector-Minero-2020-2030.pdf>

Estupiñan , R., Romero, P., Garcia, M., Garcés, D., & Valverde , P. (2021). *La minería en Ecuador. Pasado, presente y futuro*. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral. https://www.igme.es/boletin/2021/132_4/BGM_132-4_Art-10.pdf

EXSA. (s.f). *MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA* (Vol. 5ta. Edición).
<https://online.fliphtml5.com/hqjn/rypz/#p=7>

Ferrer, M., & Gonzales de Vallejo, L. I. (2007). *Manual de campo para la descripción y caracterización de los macizos rocosos en afloramientos* (Vol. (2 ed)). Madrid, España : Instituto Geológico Y Minero de España.

García Martín, A. (2015). *AMPLIACIÓN DE TOPOGRAFÍA MINERA*.
https://www.upct.es/~minaees/topografia_minera.pdf

García Rodríguez , M. (2012). *Geología estructural. Esfuerzos y deformaciones de las rocas. Deformación dúctil: los pliegues y sus tipos. Mecanismos de plegamiento. Deformaciones frágiles: diaclasas y fallas. Características y tipos. Asociaciones de pliegues y fallas*.
https://www.academia.edu/5476368/Geolog%C3%ADa_estructural_Esfuerzos_y_deformaciones_de_las_rocas_Deformaci%C3%B3n_d%C3%BActil_los_pliegues_y_sus_tipos_Mecanismos_de_plegamiento_Deformaciones_fr%C3%A1giles_diaclasas_y_fallas_Caracter%C3%ADsticas_y_tipos_A

García Ruiz , R., & García Romero, E. (2018). *El termino Diaclasa y su aplicación adecuada a la valoración de macizos rocosos*. Caracas: UCAB.
<https://revistasenlinea.saber.ucab.edu.ve/index.php/tekhne/article/view/3810>

Gavilanes J, H., & Andrade Haro , B. (2004). *INTRODUCCIÓN A LA INGENIERIA DE TÚNELES*. AIME.

González de Vallejo, L. I., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *Ingeniería Geológica*. Madrid: PEARSON EDUCACIÓN, S.A.
https://edisciplinas.usp.br/pluginfile.php/5540850/mod_resource/content/1/Livro%202.pdf

Herrera Herbert, J. (2017). *Introducción a la Minería. Conceptos, tecnologías y procesos* (Vol. I). Madrid, España. https://oa.upm.es/63396/1/INTRODUCCION_MINERIA-Edicion2_LM1B1T2_R2-20180110.pdf

Herrera Herbert, J. (2019). *Introducción a la Minería Subterránea. Características Generales* (Vol. I). Madrid.
https://oa.upm.es/62723/1/CARACT_MINERIA_INTERIOR_LM1B4T1R0-20191114.pdf

Herrera Herbert, J., & Gómez Jaén , J. P. (2007). *Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas*. Madrid.
https://oa.upm.es/21841/1/L3_labores_subterranas_071101_2.pdf

Horta Gaviria , C. M., & García Rodríguez , M. M. (2022). La industria minera en Latinoamérica. *Universidad Autónoma de Manizales*, 124-156. <https://doi.org/https://doi.org/10.30854/anf.v29.n52.2022.795>

ISRM. (1978). *Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses*. Int. J. Rock Mech. and Min.

Larenas, N. (22 de diciembre de 2022). Así se ve a la minería desde la investigación universitaria. *Minergía*. <https://www.minergiaec.com/mineria-investigacion-universitaria/>

Navarrete, E. (2005). *APUNTES DE GEOLOGIA GENERAL*. https://www.academia.edu/15685596/Apuntes_de_geologia_general_navarrete

Noguera, J. R. (15 de abril de 2020). *El origen de la minería*. eadic: <https://eadic.com/blog/entrada/el-origen-de-la-mineria>

ONU. (2018). *La Agenda 2030 y los Objetivos de Desarrollo Sostenible Una oportunidad para América Latina y el Caribe*. <https://repositorio.cepal.org/server/api/core/bitstreams/cb30a4de-7d87-4e79-8e7a-ad5279038718/content>

Padilla , R. J., & Sánchez. (2021). *GEOLOGÍA ESTRUCTURAL Métodos Modernos*. México.

http://www.dict.unam.mx/Libros1/Padilla_Libro_de_Geologia_Estructural_Digital_2021_V_Final/Padilla_y_S%C3%A1nchez_2021_M%C3%A9todos_Modernos_de_Geolog%C3%ADa_Estructural_V_Final_Jun21.pdf

Panta Eca, K. R., & Jacinto Eca, G. J. (2017). *CHIMENEAS*.

Parejo Bueno, C., & Parejo Coletto, J. (2012). *La Minería Metálica en el Mundo. El Caso Particular de Extremadura*. España. file:///C:/Users/HP/Downloads/2012_06%20Mineria%20metalica%20en%20el%20mundo.%20El%20caso%20particular%20de%20Extremadura.pdf

Patiño Rivera, Y. K. (2023). *Diseño de la ampliación de la galería principal de exploración a una galería principal de acceso del Área Minera Nueva Esperanza Código 591340, parroquia La Canela, cantón Palanda, provincia de Zamora Chinchipe*. Universidad Nacional de Loja, Loja.

Pernia Llera, J. M., Ortiz de Urbina, F. P., Lopez Jimeno, C., & Lopez Jimeno , E. (s.f). *MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS*. Instituto Geológico y Minero de

España. <https://www.geologiaviva.info/wp-content/uploads/2021/07/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas.pdf>

Proaño Cadena , G. (s.f). *APUNTES DE CURSO PARA LA ASIGNATURA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.*

Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos de Ingeniería de Taludes.*

SENPLADES. (2021). *Plan de Creación de OPORTUNIDADES 2021-2025.* https://observatorioplanificacion.cepal.org/sites/default/files/plan/files/Plan-de-Creaci%C3%B3n-de-Oportunidades-2021-2025-Aprobado_compressed.pdf

Silva Palmay, N. A. (2020). *Guía Básica Descriptiva de Labores Mineras Subterráneas.*

Tarbuck, E. J., & Lutgens , F. K. (2005). *Ciencias de la Tierra Una introducción a la geología física.* <https://www.xeologosdelmundo.org/wp-content/uploads/2016/03/TARBUCK-y-LUTGENS-Ciencias-de-la-Tierra-8va-ed.-1.pdf>

UNL. (2021). *REGLAMENTO DEL RÉGIMEN ACADÉMICO DE LA UNIVERSIDAD NACIONAL DE LOJA.* Loja. <https://www.unl.edu.ec/sites/default/files/archivo/2021-06/REGLAMENTO%20DE%20RE%CC%81GIMEN%20ACADE%CC%81MICO%20DE%20LA%20UNL-APROBADO%20OCS%2027-01-2021-DEFINITIVO%20%281%29.docx-signed-signed-signed%20%281%29.pdf>

Valenzuela , C. (s.f). *MINERÍA SUBTERRÁNEA.* https://mine-class.com/wp-content/uploads/2017/05/Libro_Mineri%CC%81a_Subterra%CC%81nea.pdf

Vasco, A., Quezada, D., & Enriquez , B. (2022). *Paso de la minería en Loja.* <https://doi.org/https://www.fundacionayni.org/2022/11/pasos-de-la-mineria-en-loja.html>

Vélez Millan, Á., Morgan Torres, G. M., Ortiz Lemos, F., Vásquez Niño, H. R., Avellaneda Pinzon, J. A., Guio Garzón, J. A., & Jacome, H. A. (2017). *GUÍA DE SEGURIDAD PARA VENTILACIÓN DE MINAS SUBTERRÁNEAS.* Agencia Nacional de Minería, Sena, Ministerio de Trabajo y Ministerio de Minas y Energía. https://www.anm.gov.co/sites/default/files/folleto_mineria_ventilacion.pdf

Wolf, P. R., & Ghilani, C. D. (2015). *TOPOGRAFÍA.* México. <https://books.google.es/books?hl=es&lr=&id=g7F1EAAAQBAJ&oi=fnd&pg=PR1&dq=Topograf%C3%ADa+general+&ots=jStHXL89k7&sig=QPSOr3Y3GDnctMjRMGZf96Tui6o#v=onepage&q&f=false>

Yañez, E., Galaz, J., & Carrasco, T. (2022). *Fortificación en minería subterránea*.

Zumaya Rangel , P. A. (2017). *GEOMECÁNICA APLICADA A LA PERFORACIÓN DE POZOS PETROLEROS*. México: Escuela Superior de Ingeniería y Arquitectura Unidad Ticomán.

11. Anexos

- Anexo 1.** Mapa topográfico superficial.
- Anexo 2.** Corte topográfico superficial.
- Anexo 3.** Mapa topográfico subterráneo.
- Anexo 4.** Corte topográfico subterráneo.
- Anexo 5.** Mapa litológico superficial.
- Anexo 6.** Corte geológico subterráneo.
- Anexo 7.** Mapa geomecánico de las labores subterráneas.
- Anexo 8.** Patrón de afloramiento de la mineralización.
- Anexo 9.** Predicción de la mineralización.
- Anexo 10.** Puntos de acceso de las alternativas.
- Anexo 11.** Alternativa 1.
- Anexo 12.** Alternativa 2.
- Anexo 13.** Alternativa 3.
- Anexo 14.** Alternativa 4.
- Anexo 15.** Pasaporte de perforación 1.
- Anexo 16.** Pasaporte de perforación 2.
- Anexo 17.** Esquema de ventilación.
- Anexo 18.** Diseño del plano inclinado.
- Anexo 19.** Proyección del plano inclinado.
- Anexo 20.** Plano de iluminación.
- Anexo 21.** Plano del drenaje y evacuación de aguas.

Ubicados en carpeta de anexos

Anexo 22. Fichas de Afloramientos.

CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA SUPERFICIAL					
AFLORAMIENTOS					
Número de muestra: 1		Código: AF1		Proyecto: Diseño de Acceso	
Coordenadas	x: 607937	y: 9522603		Datum: WGS84	
Autor	Félix Alejandro Valle Maza			Formación: Intrusivo	
<p>Descripción: Se encontró afloramientos, con un grado de meteorización moderada, en la cual se tomo los datos estructurales, a su ves se hizo la observación in situ con la lupa geológica para ver que minerales presentes tenia la roca.</p>					
Elementos de yacencia	Azimutal: 253		Ángulo de Buz: 31		
Estructura	Fallas ()		Pliegues ()		Otros ()
Largo	5 m		Alto	2m	
Hidrología	Sin presencia de agua ()	Seco (x)	Húmedo ()	Goteo ()	Flujo ()
Grado de meteorización	Inalterada ()	Ligeramente alterada ()	Moderadamente alterada (x)	Muy alterada ()	Completamente alterada ()
MATRIZ ROCOSA					
Nombre	Cuarzodiorita				
Tipo	ígeno				
Color	Amarillo por su contenido de meteorización				
Mineralogía	Cristales de cuarzo, plagioclasas y feldespatos				
Estado de roca	Meteorizada				
Fotografía					

CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA SUPERFICIAL					
AFLORAMIENTOS					
Número de muestra: 2		Código: AF2		Proyecto: Diseño de Acceso	
Coordenadas	x:607921	y: 9522603		Datum: WGS84	
Autor	Félix Alejandro Valle Maza			Formación: Intrusivo	
Descripción: A pocos metros se encontro otro floramiento similar AF1, de igual manera se realizo la toma de sus datos estructurales y a su vez se estableci los minerales in situ. Por el contenido de minerales se dio una aproximación de origen intrusivo.					
Elementos de yacencia	Azimutal:253		Ángulo de Buz: 31		
Estructura	Fallas ()		Pliegues ()		Otros ()
Largo	3.5 m		Alto	1.2m	
Hidrología	Sin presencia de agua ()	Seco (x)	Húmedo ()	Goteo ()	Flujo ()
Grado de meteorización	Inalterada ()	Ligeramente alterada ()	Moderadamente alterada (x)	Muy alterada ()	Completamente alterada ()
MATRIZ ROCOSA					
Nombre	Cuarzodiorita				
Tipo	Igeneo				
Color	Gris oscuro				
Mineralogía	sulfuros, cristales de cuarzo				
Estado de roca	Meteorizada				
Fotografía					

CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA SUPERFICIAL					
AFLORAMIENTOS					
Número de muestra: 3		Código: AF3		Proyecto: Diseño de Acceso	
Coordenadas	x: 667894	y: 9522611		Datum: WGS84	
Autor	Félix Alejandro Valle Maza			Formación: Intrusivo	
El afloramiento 3, pertenece a a uno de origen antrópico (vía), se observó un grado de meteorización alto, además la parte superior estaba cubierto por una capa de vegetación, sin embargo se realizó el análisis del contenido de minerales con la lupa de campo, donde se corroboró que compartio rasgos similares al AF1y AF2, es por ello que se determino en ese momento de tipo intrusivo.					
Elementos de yacencia		Azimutal: 256		Ángulo de buz: 35	
Estructura		Fallas ()		Pliegues ()	
Largo		10		Alto	
Hidrología		Sin presencia de agua ()		3	
Hidrología		Seco (x)		Húmedo ()	
Hidrología		Goteo ()		Flujo ()	
Grado de meteorización		Inalterada ()		Ligeramente alterada ()	
Grado de meteorización		Moderadamente alterada ()		Muy alterada (x)	
Grado de meteorización		Completamente alterada ()			
MATRIZ ROCOSA					
Nombre		Cuarzodiorita			
Tipo		Igeno			
Color		Oscura			
Mineralogía		Minerales oscuros			
Estado de roca		Meteorizada			
Fotografía					

CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA SUPERFICIAL					
AFLORAMIENTOS					
Número de muestra: 4	Código: AF4		Proyecto: Diseño de Acceso		
Coordenadas	x:607774	y:9522631	Datum: WGS84		
Autor	Félix Alejandro Valle Maza		Formación: Unidad punta de piedra		
Descripción: El afloramiento 4, forma parte de origen antrópico, fue localizado en la vía de tercer orden que va a la mina					
Elementos de yacencia	Azimutal: 132		Ángulo de buz: 29		
Estructura	Fallas ()		Pliegues ()		Otros ()
Ancho			Alto		
Hidrología	Sin presencia de agua ()	Seco (x)	Húmedo ()	Goteo ()	Flujo ()
Grado de meteorización	Inalterada ()	Ligeramente alterada ()	Moderadamente alterada (x)	Muy alterada ()	Completamente alterada ()
MATRIZ ROCOSA					
Nombre	Andesita				
Tipo	Ignea				
Color	Oscura				
Mineralogía	Crsitales oscuros grano grueso				
Estado de roca	Meteorizada				
Fotografía					

CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA SUPERFICIAL					
AFLORAMIENTOS					
Número de muestra: 5		Código: AF5		Proyecto: Diseño de Acceso	
Coordenadas	x: 607919	y: 9522707	Datum: WGS84		
Autor	Félix Alejandro Valle Maza			Formación:	
Descripción: Dentro del área de estudio, se determino una quebrada seca (Sin Nombre), aparentemente solo crece en temporadas lluviosas, en cuanto a este afloramiento se determino la presencia de material aluvial, es decir contenia cantos, material arenoso, y gran parte contenia pedazos de rocas que por visualización in situ se trataba de andesitas, cuarzodiroitas y basáltos el tamaño de los cantos iban entre 1 a 25 cm.					
Elementos de yacencia		Azimutal		Ángulo de buz:	
Estructura		Fallas ()		Pliegues () Otros ()	
Ancho				Alto	
Hidrología	Sin presencia de agua ()	Seco ()	Húmedo (X)	Goteo ()	Flujo ()
Grado de meteorización	Inalterada ()	Ligeramente alterada ()	Moderadamente alterada (x)	Muy alterada ()	Completamente alterada ()
MATRIZ ROCOSA					
Nombre	Aluviales				
Tipo					
Color	negros, azules, oscuros				
Mineralogía					
Estado de roca	Sana y meteorizada				
Fotografía					

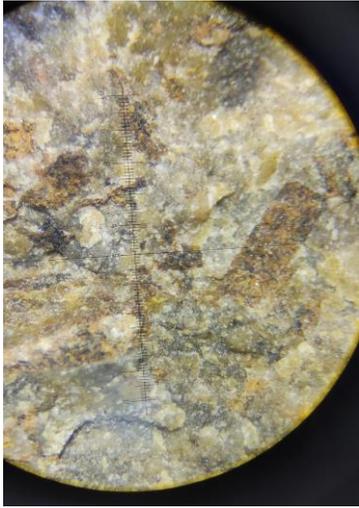
CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA SUPERFICIAL					
AFLORAMIENTOS					
Número de muestra: 6		Código:AF6		Proyecto: Diseño de Acceso	
Coordenadas	x:607937	y:9522660	Datum: WGS84		
Autor	Félix Alejandro Valle Maza		Formación:		
<p>Descripción: Este afloramiento se encuentra ubicado cerca de las labores mineras de la mina El Faique, se trata de una roca meteorizada, sin embargo el contenido de clastos y minerales que se pudo observar con la lupa daban un indicador que se trata de roca andesita, la meteorización se puede haber generado por los diversos agentes erosivo y la exposición de la roca de manera directa, a sol, aire, lluvia, viento y materia orgánica.</p>					
Elementos de yacencia		Azimutal		Ángulo de buz:	
Estructura		Fallas ()		Pliegues ()	
Ancho				Otros ()	
				Alto	
Hidrología	Sin presencia de agua ()	Seco ()	Húmedo (x)	Goteo ()	Flujo ()
Grado de meteorización	Inalterada ()	Ligeramente alterada (x)	Moderadamente alterada ()	Muy alterada ()	Completamente alterada ()
MATRIZ ROCOSA					
Nombre	Andesita meteorizada				
Tipo	Ígneo				
Color	Café				
Mineralogía					
Estado de roca	Muy Meteorizada				
Fotografía					

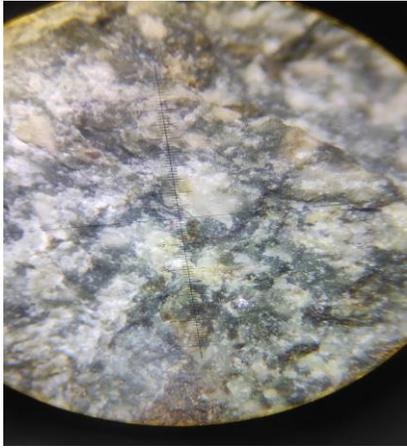
CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA SUPERFICIAL					
AFLORAMIENTOS					
Número de muestra: 7		Código: AF7		Proyecto: Diseño de Acceso	
Coordenadas	x: 607913	y:9,522585.8		Datum: WGS84	
Autor	Félix Alejandro Valle Maza			Formación: Unidad punta de piedra	
<p>Descripción: El afloramiento 7, fue localizado a unos 100 metros de las labores mineras, siendo así de origen natural, al momento de obtener una muestra para ser analizada, la roca presentó una fortaleza considerable, también se realizó el análisis insitu determinando que contenía una gran cantidad de plagioclasas. En cuanto al contenido de mineralización no se observó la presencia de sulfuros.</p>					
Elementos de yacencia		Azimutal: 255		Aángulo de buz:45	
Estructura		Fallas ()		Pliegues ()	
Ancho				Alto	
Hidrología		Sin presencia de agua ()	Seco (x)	Húmedo ()	Goteo ()
Grado de meteorización		Inalterada ()	Ligeramente alterada (x)	Moderadamente alterada ()	Muy alterada ()
Completamente alterada ()					
MATRIZ ROCOSA					
Nombre		Andesita			
Tipo		ígneo			
Color		Color azul oscuro			
Mineralogía		Minerales como cuarzo			
Estado de roca		moderadamente meteorizada			
Fotografía					

CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA SUPERFICIAL					
AFLORAMIENTOS					
Número de muestra: 8		Código: AF8		Proyecto: Diseño de Acceso	
Coordenadas	x: 607888	y: 9522600	Datum: WGS84		
Autor	Félix Alejandro Valle Maza		Formación: Unidad punta de piedra		
<p>Descripción: Se realizó el análisis del tipo de roca, en campo mediante la lupa geologica donde se verificó que guardaba semejanzas al afloramiento 7, sin embargo en este afloramiento que al igual fue de origen natural al roca se encontró muy alterada, pero aun guardaba los rasgos mineralógicos para poder determinarlo en el laboratorio , además su coloración era de gris oscuro.</p>					
Elementos de yacencia		Azimutal:256		Ángulo de buz: 50	
Estructura		Fallas ()		Pliegues ()	
Ancho				Otros ()	
		Alto			
Hidrología	Sin presencia de agua ()	Seco (x)	Húmedo ()	Goteo ()	Flujo ()
Grado de meteorización	Inalterada ()	Ligeramente alterada ()	Moderadamente alterada ()	Muy alterada ()	Completamente alterada (x)
MATRIZ ROCOSA					
Nombre	Andesita				
Tipo	Ígneo				
Color	Gris oscuro				
Mineralogía	Presencia de cuarzo y minerales oscuros				
Estado de roca	ligeramente meteorizada				
Fotografía					

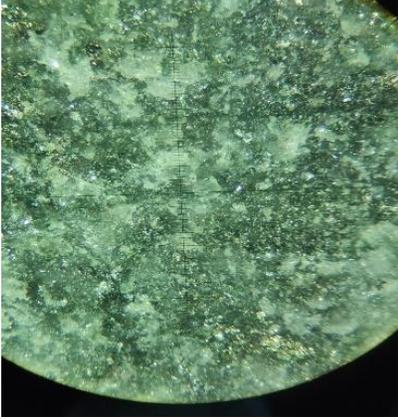
CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA SUPERFICIAL					
AFLORAMIENTOS					
Número de muestra: 9		Código: AF9		Proyecto: Diseño de Acceso	
Coordenadas	x: 607962.5	y: 9522711.8		Datum: WGS84	
Autor	Félix Alejandro Valle Maza			Formación: Unidad punta de piedra:	
<p>Descripción: Finalmente, se localizó un afloramiento natural, situado cerca del límite del polígono de estudio en este caso se determino que se contenía gran cantidad de plagioclasas, guardando los mismos rasgos que el Af7 y Af8, además que se trataba de una roca alterada por la exposición con los diferentes agentes erosivos.</p>					
Elementos de yacencia		Azimutal: 257		Ángulo de buz: 46	
Estructura		Fallas ()		Pliegues () Otros ()	
Ancho				Alto	
Hidrología	Sin presencia de agua ()	Seco (x)	Húmedo ()	Goteo ()	Flujo ()
Grado de meteorización	Inalterada ()	Ligeramente alterada ()	Moderadamente alterada ()	Muy alterada ()	Completamente alterada (x)
MATRIZ ROCOSA					
Nombre	Andesita				
Tipo	Ígneo				
Color	Gris oscuro				
Mineralogía	Minerales oscuros, textura de grano grueso				
Estado de roca	Ligeramente alterada				
Fotografía					

Anexo 23. Ficha de análisis petrológico superficial.

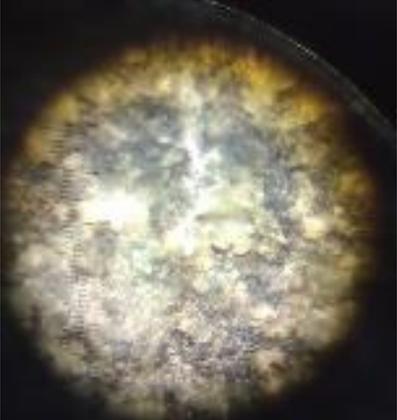
Análisis Petrológico superficial en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.						
Número de muestra	1		Ubicación geográfica			
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza		Provincia	Loja		
Datum	WGS84		Cantón	Macará		
Coordenadas	Este (X)	607937	Sector	Laguar		
	Norte (Y)	9522603				
Textura	Afanítica	()	Fotografía 			
	Fanerítica	(X)				
	Porfírica	()				
Tipo de roca	Ígnea Plutónica					
Nombre de Roca	Granodiorita					
Minerales Formadores de Roca						
Quarzo	31.25					
Plagioclasas	63.75					
Feldespatos	5.00					
Minerales Secundarios						
1) Minerales Oscuros						
2)						
3)						
4)						
5)						
Mineralización						
1) Pirita						
2)						
3)						
4)						

Análisis Petrológico superficial en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.						
Número de muestra	2		Ubicación geográfica			
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza		Provincia	Loja		
Datum	WGS84		Cantón	Macará		
Coordenadas	Este (X)	607921	Sector	Laguar		
	Norte (Y)	9522603				
Textura	Afanítica	()	Fotografía 			
	Fanerítica	(X)				
	Porfírica	()				
Tipo de roca	Ígnea Plutónica					
Nombre de Roca	Granodiorita					
Minerales Formadores de Roca						
Quarzo	26.32					
Plagioclasas	70.18					
Feldespatos	3.51					
Minerales Secundarios						
1) Biotita						
2) Piroxeno						
3)						
4)						
5)						
Mineralización						
1) Pirita						
2)						
3)						
4)						

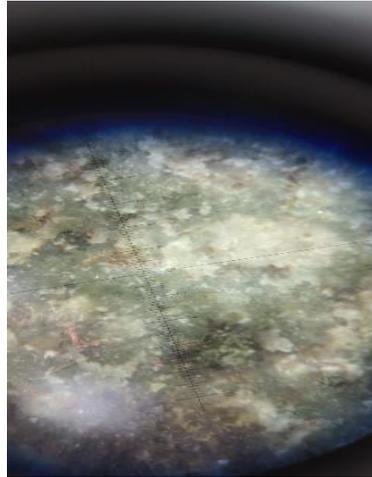
Análisis Petroológico superficial en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.

Número de muestra	3		Ubicación geográfica			
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza		Provincia	Loja		
Datum	WGS84		Cantón	Macará		
Coordenadas	Este (X)	667894	Sector	Laguar		
	Norte (Y)	9522611				
Textura	Afanítica	()	Fotografía 			
	Fanerítica	(X)				
	Porfírica	()				
Tipo de roca	Ígnea Plutónica					
Nombre de Roca	Granodiorita					
Minerales Formadores de Roca						
Quarzo	44.30					
Plagioclasas	50.63					
Feldespatos	5.06					
Minerales Secundarios						
1) biotita						
2) piroxenos						
3)						
4)						
5)						
Mineralización						
1) Pirita						
2)						
3)						
4)						

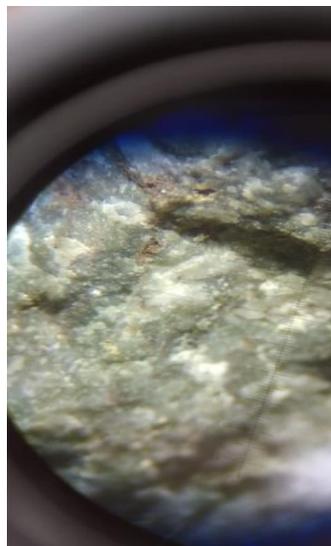
Análisis Petroológico superficial en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.

Número de muestra	4		Ubicación geográfica			
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza		Provincia	Loja		
Datum	WGS84		Cantón	Macará		
Coordenadas	Este (X)	607774	Sector	Laguar		
	Norte (Y)	9522631				
Textura	Afanítica	()	Fotografía 			
	Fanerítica	(X)				
	Porfírica	()				
Tipo de roca	Ígnea Volcánicas					
Nombre de Roca	Andesita porfírica					
Minerales Formadores de Roca						
Quarzo	12.82					
Plagioclasas	76.92					
Feldespatos	10.26					
Minerales Secundarios						
1) Carbonatos						
2)						
3)						
4)						
5)						
Mineralización						
1) Pirita						
2)						
3)						
4)						

Análisis Petroológico superficial en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.				
Número de muestra	7		Ubicación geográfica	
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza		Provincia	
Datum	WGS84		Loja	
Coordenadas	Este (X)	607913	Cantón	
	Norte (Y)	9522585.8	Macará	
Textura	Afanítica	()	Sector	
	Fanerítica	(X)		Laguar
	Porfírica	()		Fotografía
Tipo de roca	Ígnea Volcánicas			
Nombre de Roca	Andesita porfírica			
Minerales Formadores de Roca				
Quarzo	5.36			
Plagioclasas	80.36			
Feldespatos	14.29			
Minerales Secundarios				
1) Biotita				
2) Horblenda				
3)				
4)				
5)				
Mineralización				
1) no contiene				
2)				
3)				
4)				



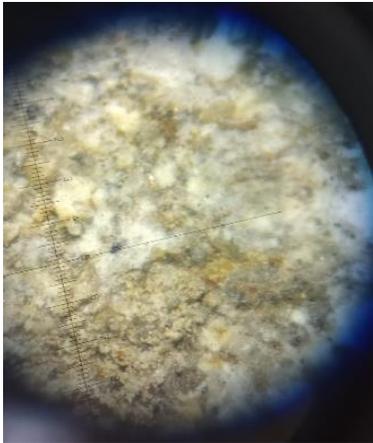
Análisis Petroológico superficial en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.				
Número de muestra	8		Ubicación geográfica	
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza		Provincia	
Datum	WGS84		Loja	
Coordenadas	Este (X)	607888	Cantón	
	Norte (Y)	9522600	Macará	
Textura	Afanítica	()	Sector	
	Fanerítica	(X)		Laguar
	Porfírica	()		Fotografía
Tipo de roca	Ígnea Volcánicas			
Nombre de Roca	Andesita porfírica			
Minerales Formadores de Roca				
Quarzo	9.43			
Plagioclasas	75.47			
Feldespatos	15.09			
Minerales Secundarios				
1) Biotita				
2)				
3)				
4)				
5)				
Mineralización				
1) Sulfuros oxidados				
2)				
3)				
4)				

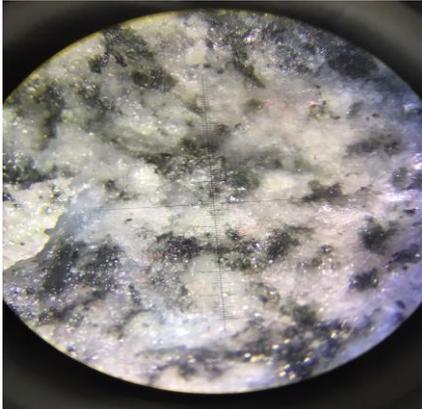


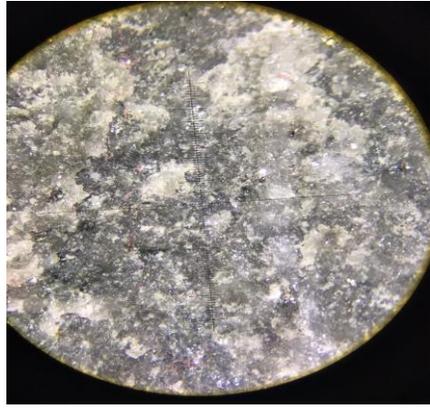
Análisis Petroológico superficial en la mina "E. Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.

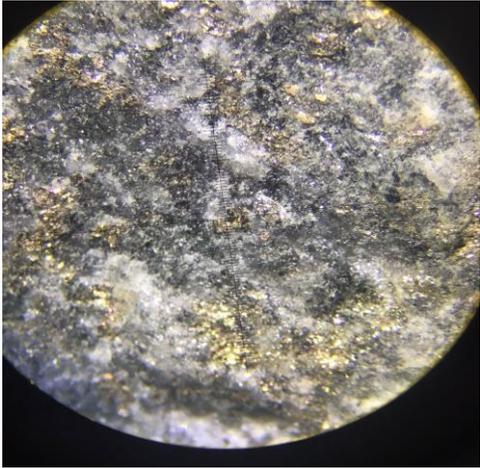
Número de muestra	9		Ubicación geográfica	
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza		Provincia	Loja
Datum	WGS84		Cantón	Macará
Coordenadas	Este (X)	607962.5	Sector	Laguar
	Norte (Y)	9522711.8	Fotografía 	
Textura	Afanítica	()		
	Fanerítica	(X)		
	Porfírica	()		
Tipo de roca	Ígnea Volcánicas			
Nombre de Roca	Andesita porfírica			
Minerales Formadores de Roca				
Quarzo	16.95			
Plagioclasas	76.27			
Feldspatos	6.78			
Minerales Secundarios				
1) Biotita				
2)				
3)				
4)				
5)				
Mineralización				
1) no contiene mineralización				
2)				
3)				
4)				

Anexo 24. Fichas de análisis petrológico subterráneo.

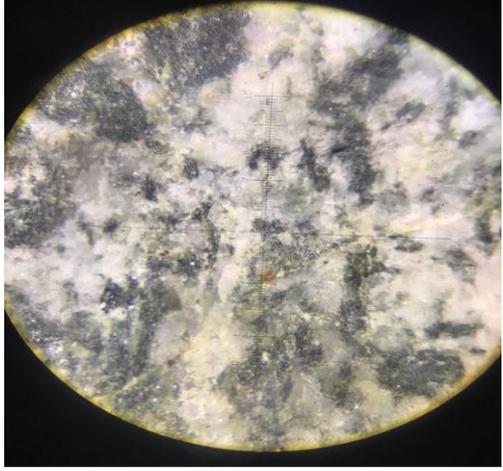
Análisis Petrológico subterráneo en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.				
Número de muestra	1		Ubicación geográfica	
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza	Provincia	Loja	
Datum	WGS84	Cantón	Macará	
Ubicación	Mina	Sector	Laguar	
Textura	Afanítica	(X)	Fotografía 	
	Fanerítica	()		
	Porfírica	()		
Tipo de roca	Ígnea Volcánica			
Nombre de Roca	Andesita			
Minerales Formadores de Roca				
Quarzo	5.00			
Plagioclasas	75.00			
Feldspatos	20.00			
Minerales Secundarios				
1) Biotita				
2)				
3)				
Mineralización				
1) Pirita				
COLOR: Gris oscura				

Análisis Petrológico subterráneo en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.			
Número de muestra	2	Ubicación geográfica	
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza	Provincia	Loja
Datum	WGS84	Cantón	Macará
Ubicación	Mina	Sector	Laguar
Fotografía			
Textura	Afanítica	()	
	Fanerítica	(X)	
	Porfírica	()	
Tipo de roca	Ígnea Plutónica		
Nombre de Roca	Cuarzodiorita		
Minerales Formadores de Roca			
Quarzo	36.14		
Plagioclasas	60.24		
Feldespatos	3.61		
Minerales Secundarios			
1) Piroxenos			
2) Biotita			
3) Magnetita			
Mineralización			
1) Pirita			
2)			
COLOR: Gris Oscura			

Análisis Petrológico subterráneo en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.			
Número de muestra	3	Ubicación geográfica	
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza	Provincia	Loja
Datum	WGS84	Cantón	Macará
Ubicación	Mina	Sector	Laguar
Fotografía			
Textura	Afanítica	()	
	Fanerítica	(x)	
	Porfírica	()	
Tipo de roca	Ígnea Volcánica		
Nombre de Roca	Andesita		
Minerales Formadores de Roca			
Quarzo	4.35		
Plagioclasas	78.26		
Feldespatos	17.39		
Minerales Secundarios			
1) Biotita			
2) Horblenda			
3)			
Mineralización			
1) Pirita			
2) Calcopirita			
COLOR: Gris oscura			

Análisis Petrológico subterráneo en la mina "E Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.				
Número de muestra	4		Ubicación geográfica	
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza		Provincia Loja	
Datum	WGS84		Cantón Macará	
Ubicación	Mina		Sector Laguar	
Textura	Afanítica	()	Fotografía 	
	Fanerítica	(x)		
	Porfirítica	()		
Tipo de roca	Ígnea Volcánica			
Nombre de Roca	Ándesita			
Minerales Formadores de Roca				
Quarzo	4.55			
Plagioclasas	79.55			
Feldespatos	15.91			
Minerales Secundarios				
1) Biotita				
3) Horblenda				
Mineralización				
1) Pirita				
2) Cálcopirita				
COLOR: Oscura				

Análisis Petrológico subterráneo en la mina "E. Faique" Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja.

Número de muestra	5		Ubicación geográfica	
Elaborado por:	Félix Alejandro Valle Maza		Provincia	Loja
Datum	WGS84		Cantón	Macará
Ubicación	Mina		Sector	Laguar
Textura	Afanítica	()	Fotografía 	
	Fanerítica	(x)		
	Porfírica	()		
Tipo de roca	Ígnea Volcánica			
Nombre de Roca	Andesita			
Minerales Formadores de Roca				
Quarzo	4.92			
Plagioclasas	81.97			
Feldespatos	13.11			
Minerales Secundarios				
1) Biotita				
2) Carbonatos				
3) Horblenda				
Mineralización				
1) Calcopirita				
2) Pirita				
COLOR: Gris oscura				

Anexo 25. Estructuras Geológicas.

Estructuras Geológicas			
Tipo de Notación:		Azimutal mano derecha	
Número	Tipo	Azimutal	Ángulo de buz.
1	Falla	322	88
2	Mineralización	44	66
3	Diaclasas	281	60
4	Diaclasas	78	67
5	Diaclasas	155	55
6	Diaclasas	120	77
7	Diaclasas	150	51
8	Diaclasas	270	59
9	Diaclasas	118	24
10	Diaclasas	87	69
11	Diaclasas	145	68
12	Diaclasas	119	26
13	Diaclasas	159	58
14	Diaclasas	132	86
15	Diaclasas	115	74
16	Diaclasas	283	63
17	Diaclasas	120	70
18	Diaclasas	158	54
19	Diaclasas	139	89
20	Diaclasas	120	74
21	Diaclasas	50	56
22	Diaclasas	60	55
23	Diaclasas	90	80
24	Diaclasas	95	70
25	Diaclasas	144	39
26	Diaclasas	300	64
27	Diaclasas	60	57
28	Diaclasas	109	76
29	Diaclasas	70	75
30	Diaclasas	150	39
31	Diaclasas	58	55
32	Diaclasas	62	54
33	Diaclasas	92	83
34	Diaclasas	95	73
35	Diaclasas	146	38

36	Diaclclasas	90	76
37	Diaclclasas	70	75
38	Diaclclasas	109	76
39	Diaclclasas	110	84
40	Diaclclasas	330	57
41	Diaclclasas	58	55
42	Diaclclasas	155	40
43	Diaclclasas	76	74
44	Diaclclasas	26	24
45	Diaclclasas	19	25
46	Diaclclasas	50	56
47	Diaclclasas	60	55
48	Diaclclasas	88	80
49	Diaclclasas	150	38
50	Diaclclasas	70	76
51	Diaclclasas	300	65
52	Diaclclasas	144	40
53	Diaclclasas	95	71

Anexo 26. Ficha de caracterización Geomecánica.

Proyecto		Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.										Ubicación					Por	Félix Alejandro Valle Maza			
Mina		EL FAIQUE										Punto	Abscisa			Fecha					
N°		Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)														
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros					Rango de Valores									
1												Valor Estimado									
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)			Presencia de Agua		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1		
Meteorizada				49			No				Valoración		15	12	7	4	2	1	0		
Característica de las discontinuidades												RQD									
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		Espaciamiento		Valoración					
												90%-100%		>2m		20		>0.6 - 2m		15	
												75%-90%		0.2 - 0.6m		17		10		8	
												50%-75%		0.06 - 0.2m		13		5		3	
Condición de Juntas												Persistencia		Rugosidad		Alteración					
<1m		1-3m		3-10m		10-20m		>20m													
J1		281	60		8		2	1	3	2	1	Valoración	6	4	2	1	0				
J1		258	67		8		2	1	3	2	1	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm				
J2		116	24		8		2	1	3	2	1	Valoración	6	5	4	1	0				
J2		109	25		8		2	1	3	2	1	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido				
J3		150	51		8		4	1	3	2	1	Valoración	6	5	3	1	0				
J3		155	55		8		4	1	3	2	1	Relleno	Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm				
J4		133	83		8		4	1	3	2	1	Valoración	6	4	2	2	0				
J4		120	77		8		4	1	3	2	1	Alteración	Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta				
PROMEDIO				8			3		1		3		2		1		0				
Agua Subterránea												Valoración		Corrección por Orientación		Valoración					
Seco		Húmedo		Saturado		Goteo		Fluyendo													
15		10		7		4		0													
Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable													
0		-2		-5		-10		-12													
Clasificación												Muy buena		Buena		Media		Mala		Muy Mala	
100-81		80-61		60-41		40-21		<20													
Q		0.367879441		Valoración RMR		35															

Ficha de Caracterización Geomecánica																							
Proyecto	Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.										Ubicación			Por	Félix Alejandro Valle Maza								
Mina	EL FAIQUE										Punto		Abscisa		Fecha								
N°	Orientación de Estaciones										Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
Estación	Azimut (°)	Buzamiento (°)									Parámetros		Rango de Valores										
2											Valor Estimado												
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)	Presencia de Agua	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1										
Andesita meteorizada		42.4	No		Valoración		15	12	7	4	2	1	0										
Característica de las discontinuidades											RQD			90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%	
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3					
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m					
												Valoración		20	15	10	8	5					
												Condición de Juntas						Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m
J1		283	59		8	2	4	3	4	1	Valoración		6	4	2	1	0						
J1		259	68		8	2	4	3	4	1	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm						
J2		118	24		8	2	4	3	4	1	Valoración		6	5	4	1	0						
J2		110	23		8	2	4	3	4	1	2		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido						
J3		156	54		8	4	4	3	4	1	Valoración		6	5	3	1	0						
J3		157	53		8	4	4	3	4	1	Relleno		Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm						
J4		136	84		8	4	4	3	4	1	Valoración		6	4	2	2	0						
J4		123	75		8	4	4	3	4	1	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta						
PROMEDIO					8	3	4	3	4	1	Valoración		6	5	3	1	0						
											Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo						
											Valoración		15	10	7	4	0						
											Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable						
											Valoración		0	-2	-5	-10	-12						
											Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala						
											100-81	80-61	60-41	40-21	<20								
											Q	0.641180388	Valoración RMR		40								

Ficha de Caracterización Geomecánica																			
Proyecto	Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.					Ubicación				Por	Félix Alejandro Valle Maza								
Mina	EL FAIQUE					Punto		Abscisa		Fecha									
N°	Orientación de Estaciones					Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)													
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)			Parámetros				Rango de Valores									
3										Valor Estimado									
Tipo de Roca	Dureza		RQD (%)		Presencia de Agua	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1				
Andesita Meteorizada			68.8		No		Valoración		15	12	7	4	2	1	0				
Característica de las discontinuidades											RQD			90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%	
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3	
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m	
											Valoración		20	15	10	8	5		
											Condición de Juntas								
											Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
J1		283	63		8		2	4	3	2	1	Valoración		6	4	2	1	0	
J1		250	70		8		2	4	3	2	1	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm	
J2		120	28		8		2	4	3	2	1	Valoración		6	5	4	1	0	
J2		115	29		8		2	4	3	2	1	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido	
J3		158	54		8		4	4	3	2	1	Valoración		6	5	3	1	0	
J3		155	65		8		4	4	3	2	1	Relleno		Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm	
J4		139	89		8		4	4	3	2	1	Valoración		6	4	2	2	0	
J4		120	74		8		4	4	3	2	1	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta	
PROMEDIO					8		3	4	3	2	1	Valoración		6	5	3	1	0	
											Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo		
											Valoración		15	10	7	4	0		
											Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable		
											Valoración		0	-2	-5	-10	-12		
											Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala		
													100-81	80-61	60-41	40-21	<20		
											Q	1.559623498	Valoración RMR			48			

Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto	Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.								Ubicación				Por	Félix Alejandro Valle Maza				
Mina	EL FAIQUE								Punto		Abscisa		Fecha					
N°	Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)													
Estación	Azimut (°)	Buzamiento (°)			Parámetros			Rango de Valores										
4					Valor Estimado													
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)	Presencia de Agua	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1						
Meteorizada		72.1	No		Valoración	15	12	7	4	2	1	0						
Característica de las discontinuidades					RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%								
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración	20	17	13	8	3	
												Espaciamiento	> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m	
Condición de Juntas													Valoración	20	15	10	8	5
Persistencia													< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	
J1		267	69		8		2	1	3	2	1	Valoración	6	4	2	1	0	
J1		235	68		8		2	1	3	2	1	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm	
J2		119	26		8		2	1	3	2	1	Valoración	6	5	4	1	0	
J2		118	28		8		2	1	3	2	1	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido	
J3		159	58		8		4	1	3	2	1	Valoración	6	5	3	1	0	
J3		158	59		8		4	1	3	2	1	Relleno	Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave <5mm	Suave >5mm	
J4		132	86		8		4	1	3	2	1	Valoración	6	4	2	2	0	
J4		115	74		8		4	1	3	2	1	Alteración	Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta	
PROMEDIO					8		3	1	3	2	1	Valoración	6	5	3	1	0	
Agua Subterránea													Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo	
												Valoración	15	10	7	4	0	
Corrección por Orientación													Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable	
												Valoración	0	-2	-5	-10	-12	
Clasificación													Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala	
													100-81	80-61	60-41	40-21	<20	
												Q	1.117519069	Valoración RMR			45	

Ficha de Caracterización Geomecánica																	
Proyecto	Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.							Ubicación				Por	Félix Alejandro Valle Maza				
Mina	EL FAIQUE							Punto		Abscisa		Fecha					
N° Estación	Orientación de Estaciones			Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)													
5	Azimut (°)	Buzamiento (°)		Parámetros				Rango de Valores									
Tipo de Roca	Dureza	RQD (%)	Presencia de Agua	Sis. Coord. (Datum)	Resistencia a la compresión (Mpa)	>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1					
Granodiorita		91.9	No		Valoración	15	12	7	4	2	1	0					
Característica de las discontinuidades					RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%							
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración	20	17	13	8	3
												Espaciamiento	> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m
												Valoración	20	15	10	8	5
												Condición de Juntas					Persistencia
J1	50	56	8	2	4	3	6	5	Valoración	6	4	2	1	0			
J1	60	55	8	2	4	3	6	5	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm			
J2	90	80	8	2	4	3	6	5	Valoración	6	5	4	1	0			
J2	95	70	8	2	4	3	6	5	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido			
J3	144	39	8	4	4	3	6	5	Valoración	6	5	3	1	0			
J3	155	38	8	4	4	3	6	5	Relleno	Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm			
J4	295	76	8	2	4	3	6	5	Valoración	6	4	2	2	0			
J4	300	64	8	2	4	3	6	5	Alteración	Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta			
PROMEDIO			8	2.5	4	3	6	5	Valoración	6	5	3	1	0			
Agua Subterránea					Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo								
									Valoración	15	10	7	4	0			
Corrección por Orientación					Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable								
									Valoración	0	-2	-5	-10	-12			
Clasificación					Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala								
									100-81	80-61	60-41	40-21	<20				
									Q	26.516781	Valoración RMR	73.5					

Ficha de Caracterización Geomecánica																		
Proyecto		Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.						Ubicación				Por	Félix Alejandro Valle Maza					
Mina		EL FAIQUE						Punto		Abscisa		Fecha						
N°		Orientación de Estaciones				Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)												
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Parámetros				Rango de Valores								
6						Valor Estimado												
Tipo de Roca		Dureza	RQD (%)		Presencia de Agua		Sis. Coord. (Datum)		Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1	
Andesita			75.4		No				Valoración		15	12	7	4	2	1	0	
Característica de las discontinuidades											RQD			90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		20	17	13	8	3
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m
											Valoración		20	15	10	8	5	
											Condición de Juntas							
											Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	
J1		67	59		8		2	4	5	4	6	Valoración		6	4	2	1	0
J1		70	58		8		2	4	5	4	6	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm
J2		157	39		8		2	4	5	4	6	Valoración		6	5	4	1	0
J2		147	38		8		2	4	5	4	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido
J3		275	57		8		4	4	5	4	6	Valoración		6	5	3	1	0
J3		285	54		8		4	4	5	4	6	Relleno		Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm
PROMEDIO					8		2.667	4	5	4	6	Valoración		6	4	2	2	0
												Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta
												Valoración		6	5	3	1	0
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo
												Valoración		15	10	7	4	0
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala
												100-81	80-61	60-41	40-21	<20		
											Q	8.892295122	Valoración RMR			63.66666667		

Ficha de Caracterización Geomecánica																					
Proyecto		Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.																			
Mina		EL FAIQUE																			
N°		Orientación de Estaciones				Ubicación								Por		Félix Alejandro Valle Maza					
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Punto				Abscisa				Fecha							
7																					
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		Presencia de Agua		Sis. Coord. (Datum)		Parámetros				Rango de Valores							
Andesita				82		No				Valor Estimado											
Característica de las discontinuidades										Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1			
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		15	12	7	4	2	1	0	
												RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%			
												Valoración		20	17	13	8	3			
												Espaciamiento		> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m			
												Valoración		20	15	10	8	5			
										Condición de Juntas											
J1		58	55		8		2	4	5	4	6	Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m			
J1		62	54		8		2	4	5	4	6	Valoración		6	4	2	1	0			
J2		92	83		8		2	4	5	4	6	Abertura		Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm			
J2		95	73		8		2	4	5	4	6	Valoración		6	5	4	1	0			
J3		146	38		8		4	4	5	4	6	Rugosidad		Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido			
J3		155	40		8		4	4	5	4	6	Valoración		6	5	3	1	0			
J4		278	74		8		4	4	5	4	6	Relleno		Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm			
J4		280	77		8		4	4	5	4	6	Valoración		6	4	2	2	0			
PROMEDIO					8		3	4	5	4	6	Alteración		Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta			
												Valoración		6	5	3	1	0			
												Agua Subterránea		Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo			
												Valoración		15	10	7	4	0			
												Corrección por Orientación		Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable			
												Valoración		0	-2	-5	-10	-12			
												Clasificación		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala			
												100-81	80-61	60-41	40-21	<20					
												Q	16.08324067	Valoración RMR		69					

Ficha de Caracterización Geomecánica																					
Proyecto		Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.																			
Mina		EL FAIQUE																			
N°		Orientación de Estaciones				Ubicación												Por		Félix Alejandro Valle Maza	
Estación		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Punto				Abscisa				Fecha							
8		Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)																			
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		Presencia de Agua		Sis. Coord. (Datum)		Parámetros						Rango de Valores					
Andesita				82		No				Valor Estimado											
Característica de las discontinuidades										Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1			
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		15	12	7	4	2	1	0	
												RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%				
Espaciamiento												> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m					
Valoración												20	15	10	8	5					
Condición de Juntas												Persistencia		< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m			
Valoración												6	4	2	1	0					
Abertura												Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm					
Valoración												6	5	4	1	0					
Rugosidad												Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido					
Valoración												6	5	3	1	0					
Relleno												Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm					
Valoración												6	4	2	2	0					
Alteración												Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta					
Valoración												6	5	3	1	0					
Agua Subterránea												Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo					
Valoración												15	10	7	4	0					
Corrección por Orientación												Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable					
Valoración												0	-2	-5	-10	-12					
Clasificación												Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala					
Valoración												100-81	80-61	60-41	40-21	<20					
Q						10.3122585				Valoración RMR						65					

Ficha de Caracterización Geomecánica																				
Proyecto	Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.																			
Mina	EL FAIQUE																			
N°	Orientación de Estaciones							Ubicación							Por	Félix Alejandro Valle Maza				
Estación	Azimut (°)		Buzamiento (°)		Punto		Abscisa					Fecha								
9	Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)																			
Tipo de Roca	Dureza		RQD (%)		Presencia de Agua		Sis. Coord. (Datum)		Parámetros				Rango de Valores							
Andesita			78.7		No				Resistencia a la compresión (Mpa)				Valor Estimado							
Característica de las discontinuidades										>250 Mpa	250 - 100 Mpa	100 - 50 Mpa	50 - 25 Mpa	25-5	5-1	<1				
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
												RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%			
												Valoración	20	17	13	8	3			
												Espaciamiento	> 2m	> 0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	< 0.06m			
												Valoración	20	15	10	8	5			
										Condición de Juntas										
J1		58	55		8		2	5	5	4	6	Persistencia	< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m			
J1		62	54		8		2	5	5	4	6	Valoración	6	4	2	1	0			
J2		92	83		8		2	5	5	4	6	Abertura	Cerrada	<0.1mm.	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm			
J2		95	73		8		2	5	5	4	6	Valoración	6	5	4	1	0			
J3		146	38		8		4	5	5	4	6	Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Pulido			
J3		155	40		8		4	5	5	4	6	Valoración	6	5	3	1	0			
J4		278	74		8		4	5	5	4	6	Relleno	Limpio	Duro <5mm.	Duro >5mm.	Suave<5mm	Suave>5mm			
J4		280	77		8		4	5	5	4	6	Valoración	6	4	2	2	0			
PROMEDIO					8		3	5	5	4	6	Alteración	Sana	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta			
												Valoración	6	5	3	1	0			
												Agua Subterránea	Seco	Húmedo	Saturado	Goteo	Fluyendo			
												Valoración	15	10	7	4	0			
												Corrección por Orientación	Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable			
												Valoración	0	-2	-5	-10	-12			
												Clasificación	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala			
													100-81	80-61	60-41	40-21	<20			
												Q	7.389056099		Valoración RMR		62			

Ficha de Caracterización Geomecánica																											
Proyecto		Diseño de acceso principal a las labores de exploración y explotación.																									
Mina		EL FAIQUE																									
N° Estación		Orientación de Estaciones				Ubicación								Por		Félix Alejandro Valle Maza											
10		Azimut (°)		Buzamiento (°)		Punto				Abscisa				Fecha													
Tipo de Roca		Dureza		RQD (%)		Presencia de Agua		Sis. Coord. (Datum)		Valoración del Macizo Rocoso (RMR 1989)																	
Andesita				78.7		No				Parámetros				Rango de Valores													
Característica de las discontinuidades										Resistencia a la compresión (Mpa)		>250 Mpa		250 - 100 Mpa		100 - 50 Mpa		50 - 25 Mpa		25-5		5-1		<1			
N° De Familias	Tipo De Estructura	Azimutal	Buzamiento	N° De estructuras	Esp. (m)	Forma	Persistencia (val)	Abertura (val)	Rugosidad (val)	Relleno (val)	Alteración (val)	Valoración		15		12		7		4		2		1		0	
												RQD		90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%					
										Valoración		20		17		13		8		3							
										Espaciamiento		> 2m		> 0.6 - 2m		0.2 - 0.6m		0.06 - 0.2m		< 0.06m							
										Valoración		20		15		10		8		5							
										Condición de Juntas																	
										Persistencia		< 1m		1-3m		3-10m		10-20m		>20m							
										Valoración		6		4		2		1		0							
										Abertura		Cerrada		<0.1mm.		0.1-1.0mm		1-5mm		>5mm							
										Valoración		6		5		4		1		0							
										Rugosidad		Muy Rugosa		Rugosa		Lig. Rugosa		Lisa		Pulido							
										Valoración		6		5		3		1		0							
										Relleno		Limpio		Duro <5mm.		Duro >5mm.		Suave<5mm		Suave>5mm							
PROMEDIO										Valoración		6		4		2		2		0							
										Alteración		Sana		Lig. Alterada		Mod. Alterada		Muy Alterada		Descompuesta							
										Valoración		6		5		3		1		0							
										Agua Subterránea		Seco		Húmedo		Saturado		Goteo		Fluyendo							
										Valoración		15		10		7		4		0							
										Corrección por Orientación		Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable							
										Valoración		0		-2		-5		-10		-12							
										Clasificación		Muy buena		Buena		Media		Mala		Muy Mala							
										100-81		80-61		60-41		40-21		<20									
Q												7.81117621		Valoración RMR				62.5									

Anexo 27. Análisis morfológico

Análisis morfológico				
Análisis	Alternativa 1	Alternativa 2	Alternativa 3	Alternativa 4
Diferencia de altura				
Longitud de desarrollo				
Volumen a extraer				

Anexo 28. Análisis geomecánico

Análisis Geomecánico				
Tipo de análisis	Alternativa 1	Alternativa 2	Alternativa 3	Alternativa 4
Litología				
Calidad de la roca				

Anexo 29. Interpretación de resultados

Resultado del acceso		
Alternativas	Ventajas	Desventajas
Alternativa 1: Galería		
Alternativa 2: Pique Inclinado		
Alternativa 3: Rampa		
Alternativa 4: Plano Inclinado		

Anexo 30. Certificado de traducción del resumen

CERTIFICADO DE TRADUCCIÓN

Loja, 14 de noviembre de 2024

Yo, **Adriana Elizabeth Cango Patiño** con número de cedula 1103653133, Magister en Pedagogía de los Idiomas Nacionales y Extranjeros. Mención en Enseñanza de Inglés.
Registro Senescyt 1049-2022-2589539

CERTIFICO:

Haber realizado la traducción de español al idioma inglés del resumen del trabajo de integración curricular denominado: **Diseño del Acceso Principal a las Labores de Exploración y Explotación Presentes en la Mina “El Faique” código:485, Sector Laguar, Cantón Macará, Provincia de Loja**, con número de cédula **1105522062**, del señor **Félix Alejandro Valle Maza**, estudiante de la Carrera de Ingeniería en Minas de la Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables. Dicho estudio se encontró bajo la dirección del Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez Mg.Sc, previo a la obtención del título de Ingeniero en Minas. Es todo cuanto puedo certificar en honor a la verdad, y autorizo al interesado hacer uso del documento para los fines académicos correspondientes.

Atentamente,



Mg. Sc. Adriana Elizabeth Cango Patiño
Magister en Pedagogía de los Idiomas Nacionales y Extranjeros. Mención en Enseñanza de Inglés
Celular: 0989814921
Email: adrianacango@hotmail.com