



1859

UNL

Universidad
Nacional
de Loja

Universidad Nacional de Loja

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

Carrera de Ingeniería en Minas

**Diseño de un pique en la mina “Reina del Cisne”, código 390460, ubicada en
el cantón Zaruma, provincia de El Oro**

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

AUTOR:

Cristian Israel Curimilma Guamán

DIRECTOR:

Ing. Jimmy Stalin Paladines PhD.

Loja – Ecuador

2025

Certificación

Loja, 24 de febrero de 2025

Ing. Jimmy Stalin Paladines PhD.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

CERTIFICO:

Que he revisado y orientado todo el proceso de elaboración del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño de un pique en la mina “Reina del Cisne”, código 390460, ubicada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro**, previo a la obtención del título de **Ingeniero en Minas**, de la autoría del estudiante **Cristian Israel Curimilma Guamán**, con **cédula de identidad Nro. 1105887226**, una vez que el trabajo cumple con todos los requisitos exigidos por la Universidad Nacional de Loja, para el efecto, autorizo la presentación del mismo para su respectiva sustentación y defensa.

Ing. Jimmy Stalin Paladines PhD.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

Autoría

Yo, **Cristian Israel Curimilma Guamán**, 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, autorizo a la Universidad Nacional de Loja la publicación de mi Trabajo de Integración Curricular, en el Repositorio Digital Institucional – Biblioteca Virtual.

Firma

Cédula de Identidad: 1105887226

Fecha: 24/02/2025

Correo electrónico: cristian.curimilma@unl.edu.ec

Teléfono: 0992135727

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

Yo, **Cristian Israel Curimilma Guamán**, declaro ser autor del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Diseño de un pique en la mina “Reina del Cisne”, código 390460, ubicada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro**, 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 de información del país y del exterior con las cuales tenga convenio la Universidad.

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

Para constancia de esta autorización, suscribo, en la ciudad de Loja, a los **veinticuatro días del mes de febrero de dos mil veinticinco**.

Firma

Autor: Cristian Israel Curimilma Guamán

Cédula de identidad: 1105887226

Dirección: Loja

Correo electrónico: cristian.curimilma@unl.edu.ec

Teléfono: 0992135727

Datos Complementarios:

Director del Trabajo de Integración Curricular: Ing. Jimmy Stalin Paladines, PhD.

Dedicatoria

Dedico este trabajo a mis padres, Patricia y Nelson, quienes siempre me han motivado a alcanzar mis metas, por ser quienes que, con su esfuerzo, ejemplo y dedicación, supieron sacarme adelante, enseñándome que hacer lo correcto es el mejor camino para alcanzar el verdadero éxito. De igual manera, a mis abuelos y hermanos, que de manera desinteresada me han brindado su apoyo y consejos en momentos de mayor necesidad.

Cristian Israel Curimilma Guamán

Agradecimiento

Mi agradecimiento a la Universidad Nacional de Loja, Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables, de manera muy especial a la Carrera de Ingeniería en Minas, con sus directivos y planta docente, quienes supieron compartir sus conocimientos para la culminación de mis estudios universitarios.

Al Ing. Jimmy Stalin Paladines PhD director del Trabajo De Integración Curricular por su paciencia y dedicación al momento de transmitir sus valiosos conocimientos, los cuales aportaron en gran medida a la culminación de la presente investigación.

A la concesión “Tres Reyes: Reina del Cisne” por brindarme la apertura para realizar la presente investigación y de manera muy especial a los señores Manuel y Klever Asanza, quienes me brindaron su apoyo en todo momento.

Cristian Israel Curimilma Guamán

Índice de Contenidos

Portada	i
Certificación	ii
Autoría	iii
Carta de autorización	iv
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de contenidos	vii
Índice de tablas:.....	x
Índice de figuras:.....	xiii
Índice de anexos:.....	xv
1. Título	1
2. Resumen	2
Abstract.....	3
3. Introducción	4
4. Marco Teórico	6
4.1. Geología.....	6
4.1.1. Clasificación de las rocas.....	6
4.2. Yacimientos minerales.....	7
4.2.1. Procesos geológicos formadores de yacimientos.....	7
4.3. Elementos de Yacencia.....	8
4.3.1. Rumbo.....	8
4.3.2. Buzamiento.....	8
4.3.3. Ángulo de Buzamiento.....	8
4.3.4. Potencia.....	8
4.4. Propiedades físico-mecánicas de las rocas.....	8
4.4.1. Propiedades Físicas.....	8
4.4.2. Propiedades Mecánicas.....	9
4.6. Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	9
4.6.1. Clasificación RMR.....	9
4.6.2. Clasificación Q.....	10

4.7. Topografía	11
4.7.1. Topografía Subterránea	11
4.8. Minería	11
4.8.1. Minería a Cielo Abierto.....	11
4.8.2. Minería Subterránea	12
4.9. Construcción de Piques	13
4.9.1. Elementos del Sistema de Izaje	14
4.10. Ciclo de Minado	14
4.10.1. Perforación	15
4.10.2. Voladura	15
4.10.3. Ventilación	15
4.10.4. Saneamiento	15
4.10.5. Carga y transporte	15
4.10.6. Fortificación	15
4.11. Regímenes de Minería En Ecuador	16
4.11.1. Minería Artesanal.....	16
4.11.2. Pequeña Minería.....	16
4.11.3. Mediana Minería	17
4.11.4. Gran Minería	17
5. Metodología.....	18
5.1. Materiales	18
5.2. Ubicación y Acceso al Área de Estudio	18
5.2.1. Ubicación	18
5.2.2. Acceso	19
5.3. Geomorfología.....	20
5.4. Hidrología.....	21
5.5. Clima	22
5.6. Sísmica	23
5.7. Geología Regional.....	25
5.8. Metodología.....	27
5.8.1. Metodología Primer Objetivo:	20

5.7.2. Metodología Segundo Objetivo	32
5.7.3. Metodología Tercer Objetivo	38
6. Resultados	50
6.1. Resultado del Primer Objetivo	50
6.1.1 Topografía superficial de la concesión minera “Reina del Cisne”	50
6.1.2 Topografía subterránea.....	54
6.1.3. Geología local	57
6.1.4. Levantamiento Geo mecánico	69
6.2. Resultados del Segundo Objetivo.....	72
6.2.1. Propiedades físicas	72
6.2.2. Propiedades Mecánicas	74
6.3. Resultados del Tercer Objetivo	75
6.3.1. Elección de la sección transversal del pique	75
6.3.2. Dimensiones del Pique	75
6.3.3. Malla de Perforación y Voladura	78
6.3.4. Sustancia explosiva a implementar	83
6.3.5. Gasto específico del explosivo	85
6.3.6 Ventilación	92
6.3.7. Saneamiento	94
6.3.8. Carga y Transporte	94
6.3.9 Fortificación	105
6.3.10. Costos	106
6.3.11. Plan de Manejo Ambiental.....	109
6.3.12. Presupuesto Para El Plan De Manejo Ambiental	137
6.3.13. Planificación de actividades	138
7. Discusión de Resultados.....	141
8. Conclusiones	142
9.Recomendaciones	144
10. Referencias Bibliográficas	145
11. Anexos	147

Índice de tablas:

Tabla 1. Equipos y materiales usados para la investigación	18
Tabla 2. Coordenadas del sector de estudio	18
Tabla 3. Datos pluviométricos de estaciones meteorológicas cercanas al área de estudio	23
Tabla 4. Valor del factor Z en función de la zona sísmica	24
Tabla 5. Puntos de partida para realizar el levantamiento topográfico	20
Tabla 6. Coordenadas de los afloramientos encontrados en la concesión	23
Tabla 7. Ficha de descripción de afloramientos	24
Tabla 8. Ficha de descripción para litología subterránea	28
Tabla 9. Coordenadas de las muestras de roca subterránea encontradas la concesión.....	32
Tabla 10. Ficha para realizar el inventario de equipos y herramientas	39
Tabla 11. Factor de seguridad para cables de acero	45
Tabla 12. Costo unitario por mano de obra	46
Tabla 13. Costo unitario por equipo	46
Tabla 14. Costo unitario por materiales	46
Tabla 15. Costos indirectos	47
Tabla 16. Plan de seguridad	48
Tabla 17. Plan de cierre y abandono	48
Tabla 18. Infraestructura que existe en la concesión minera.....	50
Tabla 19. Coordenada de ubicación de la galería de acceso de la concesión minera “Reina del Cisne código 390460”	54
Tabla 20. Datos del levantamiento subterráneo	55
Tabla 21. Litologías encontradas en la concesión “Reina del Cisne”	61
Tabla 22. Descripción macroscópica de la muestra de roca.....	63
Tabla 23. Descripción macroscópica de la muestra de roca.....	64
Tabla 24. Descripción macroscópica de la muestra de roca.....	65
Tabla 25. Datos estructurales de la galería (Nivel 3)	68
Tabla 26. Determinación del RQD	69
Tabla 27. Resistencia a la compresión simple con esclerómetro.	70
Tabla 28. Valoración con el sistema RMR de Bieniawsky	71
Tabla 29. Valoración con el sistema Q de Barton	71
Tabla 30. Resultados peso específico aparente	72
Tabla 31. Resultados peso específico real.....	72
Tabla 32. Resultados de la porosidad.....	73

Tabla 33. Resultados del contenido de humedad	73
Tabla 34. Resultados del coeficiente de esponjamiento.....	74
Tabla 35. Resultados de la resistencia a la compresión simple.....	74
Tabla 36. Inventario de equipos y herramientas en la concesión “Reina del Cisne”	76
Tabla 37. Parámetros de diseño del pique en la concesión “Reina del Cisne”	77
Tabla 38. Secciones de cuele y contracuele	79
Tabla 39. Características del explosivo a usar.....	84
Tabla 40. Parámetros de carga para el primer cuadrante.....	86
Tabla 41. Parámetros de carga para el segundo cuadrante.....	88
Tabla 42. Parámetros de carga para el tercer cuadrante	89
Tabla 43. Parámetros de carga para destroza	89
Tabla 44. Parámetros de carga para barrenos de periféricos	90
Tabla 45. Dimensiones del balde de extracción	94
Tabla 46. Especificaciones del cable elegido	95
Tabla 47. Relación entre el diámetro de cable y polea.....	97
Tabla 48. Longitud total del cable para el sistema de izaje.....	98
Tabla 49. Determinación de potencias	102
Tabla 50. Determinación de picos de potencia.....	104
Tabla 51. Parámetros para la fortificación del pique.....	106
Tabla 52. Costo por personal.....	106
Tabla 53. Costo de materiales e insumos	107
Tabla 54. Costos para equipos y accesorios en perforación y voladura	107
Tabla 55. Costo por alimentación.....	108
Tabla 56. Costos horarios de máquinas y equipos	108
Tabla 57. Costo total por metro de avance.....	108
Tabla 58. Componentes, subcomponentes y factores ambientales del proyecto.....	109
Tabla 59. Actividades a realizarse en la ejecución del proyecto	110
Tabla 60. Identificación de impactos.....	111
Tabla 61. Matriz de valoración de impactos	112
Tabla 62. Valoración estimada de los impactos ambientales	115
Tabla 63. Porcentajes del impacto ambiental de cada fase del proyecto.....	116
Tabla 64. Porcentajes del impacto ambiental de los medios ambientales.....	116
Tabla 65. Estructura del Plan de Manejo Ambiental.....	118
Tabla 66. Programa de prevención y control de ruido	119

Tabla 67. Programa de prevención y control de emisiones de polvo, gases y olores	120
Tabla 68. Programa de la prevención y mitigación de la calidad de agua	121
Tabla 69. Programa de prevención de contaminación de suelo	122
Tabla 70. Programa de prevención y reducción de flora y fauna.....	123
Tabla 71. Programa de manejo de desechos comunes	124
Tabla 72. Programa de charlas de capacitación.....	126
Tabla 73. Programa de relaciones comunitarias.....	127
Tabla 74. Programa de contingencias y respuestas	128
Tabla 75. Programa de política general.....	129
Tabla 76. Programa de señalización.....	130
Tabla 77. Programa de seguridad ocupacional.....	131
Tabla 78. Programa de seguridad ocupacional.....	132
Tabla 79. Programa de salud ocupacional.....	133
Tabla 80. Programa de monitoreo de componentes ambientales	134
Tabla 81. Programa de abandono y entrega del área.....	135
Tabla 82. Programa de rehabilitación de áreas afectadas.....	136
Tabla 83. Presupuesto para el Plan de Manejo Ambiental.....	137
Tabla 84. Cronograma de actividades por turno	138
Tabla 85. Cronograma de trabajo a implementar en la construcción del pique	139
Tabla 86. Tiempo de excavación del pique	140

Índice de figuras:

Figura 1. Muestra de roca ígnea (Granito)	6
Figura 2. Muestra de Roca sedimentaria (Caliza)	7
Figura 3. Muestra de roca metamórfica (Gneis)	7
Figura 4. Minería a cielo abierto	11
Figura 5. Labores mineras subterráneas	13
Figura 6. Sección transversal de piques mineros	14
Figura 7. Ciclo de Minado Subterráneo	16
Figura 8. Mapa de ubicación de la concesión minera “Reina del Cisne”	19
Figura 9. Acceso al área de estudio desde la ciudad de Quito	20
Figura 10. Mapa geomorfológico del área de estudio	21
Figura 11. Mapa hidrológico del área de estudio	22
Figura 12. Mapa de isoyetas del área de estudio	23
Figura 13. Mapa sísmico de la provincia de El Oro	24
Figura 14. Geología regional del sector	26
Figura 15. Flujograma para la metodología del proyecto de titulación	19
Figura 16. Levantamiento topográfico (fecha de captura: 2024/04/02)	20
Figura 17. Flujograma para la elaboración de la topografía superficial	21
Figura 18. Flujograma para la elaboración de la planimetría interior mina	22
Figura 19. Codificación de muestras	24
Figura 20. Tabla cronoestratigráfica	25
Figura 21. Tramados a usar para representación de la litología	26
Figura 22. Simbología para elementos geológicos	26
Figura 23. Flujograma para elaborar el mapa geológico	27
Figura 24. Flujograma para elaborar mapa geológico subterráneo	28
Figura 25. Ficha para el levantamiento geomecánico	30
Figura 26. Flujograma para elaboración de mapa geomecánico	31
Figura 27. Recolección y etiquetado de las muestras de roca interior mina	32
Figura 28. Procedimiento para determinar el peso específico aparente	34
Figura 29. Procedimiento para determinar el peso específico real	35
Figura 30. Procedimiento para determinar la RCS	37
Figura 31. Ubicación del pique	38
Figura 32. Determinación del método de excavación	40
Figura 33. Matriz de Leopold para evaluación de impactos ambientales	47

Figura 34. Mapa topográfico de la concesión minera “Reina del Cisne”	52
Figura 35. Perfil topográfico A – A´	53
Figura 36. Perfil topográfico B - B´	54
Figura 37. Topografía subterránea de la concesión minera “Reina del Cisne”.....	56
Figura 38. Ubicación de afloramientos en la concesión minera “Reina del Cisne”	57
Figura 39. Tobas andesíticas	58
Figura 40. Afloramiento de saprolito de rocas volcánicas	59
Figura 41. Afloramiento de suelo residual.....	59
Figura 42. Afloramiento de depósito aluvial.....	60
Figura 43. Contacto de tobas andesíticas y suelo residual	60
Figura 44. Mapa geológico local de la concesión “Reina del Cisne”	61
Figura 45. Corte Geológico A - A´	62
Figura 46. Identificación de rocas en el laboratorio.....	62
Figura 47. Mineralización en la concesión minera "Reina del Cisne"	66
Figura 48. Mapa geológico local subterráneo de la concesión “Reina del Cisne”.....	67
Figura 49. Grafica para determinar RCS.....	70
Figura 50. Ensayo de RCS (Antes y después).....	75
Figura 51. Elección del método de excavabilidad para el macizo rocoso de la concesión "Reina del Cisne"	77
Figura 52. Diseño de pique (Sección transversal).....	78
Figura 53. Diseño de barrenos de cuele y contracuele	80
Figura 54. Diseño de barrenos de destroza	81
Figura 55. Diseño de barrenos periféricos	83
Figura 56. Distribución de la Sustancia Explosiva	91
Figura 57. Ábaco para determinar el peso de componentes giratorios en función del diámetro del tambor.....	101
Figura 58. Ciclo de potencia en función del tiempo	104
Figura 59. Afectaciones positivas y negativas de las actividades del proyecto	113
Figura 60. Afectaciones positivas y negativas de los factores ambientales del proyecto	114

Índice de anexos:

Anexo 1. Ubicación.....	147
Anexo 2. Mapa Geomorfológico	147
Anexo 3. Mapa Hidrológico.....	147
Anexo 4. Mapa de Clima	147
Anexo 5. Mapa Sísmico	147
Anexo 6. Mapa Geología Regional.....	147
Anexo 7. Parámetros del sistema RMR Bieniawsky	148
Anexo 8. Parámetros del sistema Q de Barton.....	150
Anexo 9. Topografía de la Concesión Minera “Reina del Cisne”	153
Anexo 10. Levantamiento Subterráneo de las Galerías de la Concesión “Reina del Cisne... 153	
Anexo 11. Ficha de descripción de afloramientos de las rocas.....	154
Anexo 12. Geología Superficial de la Concesión “Reina del Cisne”	163
Anexo 13. Geología Subterránea de la Concesión “Reina del Cisne”	163
Anexo 14. Determinación del RQD en el tercer nivel	164
Anexo 15. Valoración del macizo rocoso con el sistema RMR.....	169
Anexo 16. Valoración del macizo rocoso con el sistema Q de Barton	174
Anexo 17. Levantamiento Geomecánico del Tercer Nivel.....	179
Anexo 18. Ubicación del Pique a Implementar en la Concesión “Reina del Cisne”	179
Anexo 19. Diseño del Pasaporte de Perforación y Voladura	179
Anexo 20. Diseño del Esquema de Ventilación.....	179
Anexo 21. Diseño del Sistema de Izaje.....	179
Anexo 22. Diseño del Sostenimiento	179
Anexo 23. Diseño del Pique a Implementar en la Concesión “Reina del Cisne”	179
Anexo 24. Costos Unitarios Para Maquinaria.....	180
Anexo 25. Costo Unitario por Ciclo de Avance	181
Anexo 26. Certificación de traducción del resumen	192

1. Título

Diseño de un pique en la mina “Reina del Cisne”, código 390460, ubicada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro

2. Resumen

La presente investigación se desarrolló con la finalidad de explotar los recursos minerales que se encuentran por debajo del tercer nivel de explotación, mediante la implementación de un pique de veinticinco metros longitud, en la mina “Reina del Cisne” con código 390460 ubicada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro.

Para llegar a los resultados de la investigación en primer lugar se hizo la recopilación de información bibliográfica y una descripción del área de estudio el cual contempla la elaboración de mapa geomorfológico, mapa hidrológico, mapa de clima, mapa sísmico y mapa de la geología regional. Posteriormente, se realizó el trabajo en campo que consistió en recorrer el área de estudio con fin de obtener topografía, geológica local y geomecánica en donde se determinó que la concesión minera se encuentra en la Unidad Portovelo, compuesta principalmente por tobas andesíticas. Esto se corroboró mediante la recopilación de muestras y su posterior análisis en el laboratorio de Mecánica de Rocas y Materiales.

En la fase de laboratorio se determinaron las propiedades físicas y mecánicas tales como: peso específico aparente y real, porosidad, contenido de humedad, coeficiente de esponjamiento y resistencia a la compresión simple.

De esta manera se evaluó que la excavación del pique se lo realizará a sección completa, de manera vertical, con dimensiones de 2.10 metros largo y 1.8 metros de ancho. Con estos valores, se determinan los parámetros en el diseño de pique, como son: ubicación, dimensiones, método de excavación, compartimentos de pique, determinación del sistema de izaje, sostenimiento y método de ventilación.

Finalmente, para determinar la viabilidad del proyecto, se realizó el Plan de Manejo Ambiental (PMA) y el análisis de costos; para el PMA se consideró la implementación de diferentes programas referentes a la conservación del medio ambiente, salud y seguridad ocupacional, cierre de mina y rehabilitación. Y para el análisis de costos se realizó el análisis de los costos unitarios que conlleva el proyecto, tales como: costo de mano de obra, costo por materiales e insumos, costos de perforación y voladura, costos por alimentación y costo horario de máquinas y equipos; con todo esto, se realizó el costo total por metro de avance en la excavación del pique. Dando como resultado que el proyecto es viable tanto ambientalmente como económicamente.

Palabras clave: Pique, topografía, geomecánica, Plan de Manejo Ambiental, costos

Abstract

This research was developed in order to exploit the mineral resources that are below the third level of exploitation, through the implementation of a twenty-five meters long pit, in the mine “Reina del Cisne” with code 390460 located in the Zaruma canton, province of El Oro.

To arrive at the results of the research, first of all, bibliographic information was collected and a description of the study area was made, which includes the elaboration of a geomorphological map, hydrological map, climate map, seismic map and regional geology map. Subsequently, field work was carried out, which consisted of touring the study area in order to obtain topography, local geology and geomechanics, where it was determined that the mining concession is located in the Portovelo Unit, composed mainly of andesitic tuffs. This was corroborated by the collection of samples and their subsequent analysis in the Rock Mechanics and Materials laboratory.

In the laboratory phase, physical and mechanical properties were determined, such as: apparent and real specific weight, porosity, moisture content, sponginess coefficient and simple compressive strength.

In this way, it was evaluated that the excavation of the shaft will be carried out in full section, vertically, with dimensions of 2.10 meters long and 1.8 meters wide. With these values, the parameters in the pit design were determined, such as: location, dimensions, excavation method, pit compartments, determination of the hoisting system, support and ventilation method.

Finally, to determine the feasibility of the project, the Environmental Management Plan (EMP) and the cost analysis were carried out; for the EMP, the implementation of different programs related to environmental conservation, occupational health and safety, mine closure and rehabilitation were considered. And for the cost analysis, the unit costs involved in the project were analyzed, such as: labor costs, cost of materials and supplies, drilling and blasting costs, feed costs, hourly cost of machinery and equipment; with all this, the total cost per meter of progress in the excavation of the pit was made. As a result, the project is environmentally and economically viable.

Key words: Shaft, topography, geomechanics, Environmental Management Plan, costs

3. Introducción

La explotación de recursos minerales ha tenido grandes cambios, debido a que constantemente se busca obtener productos más competitivos, por lo que se busca diseñar labores donde se optimicen costos operativos y de producción.

En Ecuador se tiene registro que la actividad minera comienza desde la época colonial donde las zonas de mayor productividad fueron Zaruma y Portovelo, sin embargo, con el paso de los años esta actividad se volvió marginal por las condiciones de trabajo presentes en ese tiempo. A partir del año 1980 surge un auge debido al incremento del precio del oro, razón por la cual se descubrieron nuevos yacimientos distribuidos principalmente en la zona sur el país.

En esta zona se desarrollan principalmente minería a pequeña escala y artesanal, donde en la mayoría de concesiones presentan problemas de aspecto técnico, los cuales son producidos por falta de equipamiento adecuado, insuficiente capacitación a trabajadores y el bajo rendimiento de productividad. Es por ello que el presente proyecto de investigación titulado “Diseño de un pique en la mina “Reina del Cisne”, código 390460, ubicada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro” busca proyectar los niveles inferiores de explotación, donde se implemente un diseño que considere normativas y parámetros técnicos para su construcción, con la profundización de las labores de explotación, mediante un pique, se permitirá aumentar la producción y por consiguiente la vida útil de la misma debido a que el sector de estudio es una zona rica de materiales aurífero y polimetálico.

Para esta investigación se parte de una base de información tanto topográfica como geológica mediante el levantamiento de afloramientos, recolección de muestras y levantamiento de las estructuras principales presentes en el macizo rocoso. Con los datos obtenidos se los ingresa a diferentes softwares como AutoCAD, CivilCAD, ArcGIS y paquete de Office con fin de interpretar y analizar los resultados para identificar geología y parámetros geo mecánicos.

Objetivos

Objetivo General

- Diseñar el pique en la mina “Reina del Cisne”, ubicada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro

Objetivos Específicos

- Caracterizar la geología y geomecánica del macizo rocoso en la mina “Reina del Cisne”
- Determinar las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso en la mina “Reina del Cisne”

- Diseñar el pique en base a parámetros técnicos y a la funcionalidad que tendrá en la mina “Reina del Cisne”

4. Marco Teórico

4.1. Geología

Según Tarbuck & Lutgens (2005) el término geología proviene del griego *geo* “Tierra” y *logos* “discurso”, es por ello que la define como la ciencia que persigue la comprensión del planeta tierra, esta ciencia se la divide en dos áreas: Geología física y geología histórica, la primera hace referencia al estudio de los materiales que conforman la tierra y los procesos que actúan debajo y encima de la superficie, y la segunda hace referencia a la comprensión del origen de la tierra y su evolución.

4.1.1. Clasificación de las rocas

Las rocas se definen como materiales compuestos por uno o varios minerales, que se forman a partir de los diferentes procesos geológicos que se originan en el planeta tierra (Gisbert et al., 2020)

De esta manera, según Tarbuck & Lutgens (2005) las rocas se clasifican en tres grandes grupos: ígneas, sedimentarias y metamórficas

4.1.1.1. Rocas Ígneas. se forman cuando la roca fundida (magma) se enfría y se solidifica, este magma se forma a varios niveles de profundidad en el interior y manto superior de la corteza terrestre. Dependiendo de la profundidad de formación estas rocas se subdividen en Plutónicas y Volcánicas; las rocas plutónicas son las que se forman muy por debajo de la superficie generalmente presentan grano grueso; y, las rocas volcánicas son aquellas que se forman en la superficie terrestre suelen ser de grano fino. Tarbuck & Lutgens (2005)



Figura 1: Muestra de roca ígnea (Granito)

Nota: Tarbuck & Lutgens (2005)

4.1.1.2. Roca Sedimentaria. estas rocas se originan a partir de rocas preexistentes que han sufrido procesos de meteorización, esto hace que se fragmenten las rocas en piezas más pequeñas, además los sedimentos son los principales materiales que constituyen la formación de estas rocas. Tarbuck & Lutgens (2005)



Figura 2: Muestra de Roca sedimentaria (Caliza)
Nota: Tarbuck & Lutgens (2005)

4.1.1.3. Roca Metamórfica. Metamórfico es un adjetivo que significa “cambiar la forma”, de esta manera este tipo de roca de originan a partir de una roca ígnea, sedimentaria o incluso una roca metamórfica, así cada roca metamórfica tiene una roca madre a partir de la que se ha formado. Tarbuck & Lutgens (2005)



Figura 3: Muestra de roca metamórfica (Gneis)
Nota: Tarbuck & Lutgens (2005)

4.2. Yacimientos minerales

Según Herrmann & Zappettini (2014) un yacimiento mineral es una acumulación natural de uno o varios minerales que contienen elementos químicos de interés, entre ellos los metales, concentrados por encima de su abundancia media en la corteza terrestre. (p. 3)

4.2.1. Procesos geológicos formadores de yacimientos

La formación de los yacimientos se debe por procesos geológicos naturales, en donde se incluye cambios físicos y químicos en rocas y minerales, de esta manera se puede definir procesos endógenos y exógenos, los cuales se describen a continuación:

4.2.1.1. Procesos endógenos. Son los ocurridos en el interior de la corteza terrestre por la liberación del calor interno del planeta. Los tipos de procesos son: cristalización magmática,

segregación magmática, hidrotermal y metamórfico. En estos procesos la formación de minerales de interés económico se da a partir de un magma o fluido hidrotermal. (Herrmann & Zappettini, 2014)

4.2.1.2. Procesos exógenos. Son los que se originan en la superficie debido a la interacción de rocas con la atmosfera, biosfera y la hidrosfera. Los tipos de procesos exógenos son: exhalativos superficiales volcanogénicos, sedimentarios y por meteorización. (Herrmann & Zappettini, 2014)

4.3. Elementos de Yacencia

Para determinar las dimensiones y posición de un yacimiento o alguna estructura que ocupan un lugar en la corteza terrestre es necesario determinar los elementos de yacencia:

4.3.1. Rumbo.

Se define como el ángulo formado a partir de una línea de intersección de la superficie del cuerpo con una superficie horizontal y el meridiano magnético. (Otaño y Blanco, 1988, como se citó en Tamayo, 2013)

4.3.2. Buzamiento

Es la línea de mayor pendiente del plano, siempre es perpendicular a la línea de rumbo de dicho plano. (Otaño y Blanco, 1988, como se citó en Tamayo, 2013)

4.3.3. Ángulo de Buzamiento

Se define como el ángulo que se forma entre la superficie del cuerpo y una superficie horizontal. (Otaño y Blanco, 1988, como se citó en Tamayo, 2013)

4.3.4. Potencia

Se define como el ancho que presenta el cuerpo mineral, el cual es medido perpendicularmente a su eje. (Otaño y Blanco, 1988, como se citó en Tamayo, 2013)

4.4. Propiedades físico-mecánicas de las rocas

Según González de Vallejo et al. (2002) las propiedades físicas son el resultado de la composición mineralógica, fabrica e historia geológica, deformacional y ambiental, donde se incluyen los procesos tanto de alteración como de meteorización.

4.4.1. Propiedades Físicas

4.4.1.1 Peso específico. Se define como el peso por unidad de volumen; es importante destacar que en geotecnia se considera el mismo valor para el peso específico y para la densidad. (González de Vallejo, et al., 2002)

4.4.1.2. Porosidad. Se define como la relación del volumen ocupado por los huecos o poros de la roca (V_v) y el volumen total (V); esta propiedad es la que más afecta a las

características resistentes y mecánicas. Esta propiedad puede variar entre 0-90% con valores normales entre 15 - 30 %. (González de Vallejo, et al., 2002)

$$n(\%) = \frac{V_v}{v}$$

4.4.1.3. Porosidad Eficaz. Es la relación entre el volumen de los poros interconectados y el volumen de la muestra, se obtiene del peso seco y saturado de la muestra. (González de Vallejo, et al., 2002)

$$n_e = \frac{(W_{sat} - W_{seco})}{\gamma_w v}$$

4.4.2. Propiedades Mecánicas

4.4.2.1. Resistencia a la Compresión Simple. Se trata del máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial; esta propiedad también se puede determinar a partir de índices obtenidos en campo como el ensayo de carga puntual o el martillo de Schmidt. (González de Vallejo, et al., 2002)

$$\sigma_c = \frac{Fc}{A} = \frac{\text{Fuerza compresiva aplicada}}{\text{Área}}$$

4.4.2.2. Resistencia a tracción. Se trata del máximo esfuerzo que soporta el material ante la rotura por la tracción. Se obtiene aplicando fuerzas distensivas a una probeta de roca cilíndrica en laboratorio. (González de Vallejo, et al., 2002)

$$\sigma_c = \frac{Ft}{A} = \frac{\text{Fuerza de tracción aplicada}}{\text{Área}}$$

4.6. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Las clasificaciones geomecánicas aportan índices de calidad del macizo rocoso mediante la observación; debido a que los macizos rocosos son medios discontinuos presentan un comportamiento geomecánica complejo, que puede ser estudiado con algunas clasificaciones. (González de Vallejo et al., 2002).

4.6.1. Clasificación RMR

Esta clasificación fue desarrollada en el año 1973 por Bieniawski, inicialmente fue desarrollado para túneles, sin embargo, ha tenido modificaciones para ser aplicado también en taludes y cimentaciones rocosas. (Medina, 2022)

Según González de Vallejo et al. (2002) esta clasificación toma en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa
- Grado de fracturación en términos de RQD
- Distanciamiento de la discontinuidad

- Condiciones de las discontinuidades
- Condiciones hidrogeológicas
- Orientación de la discontinuidad respecto al franqueo de galería

Para aplicar esta clasificación es necesario dividir el macizo a estudiar por zonas que presenten características geológicas más o menos uniformes, en donde se lleven a cabo la toma de datos de la matriz rocosa y de las discontinuidades, además, este índice de calidad varía de 0 a 100, teniendo la siguiente clasificación:

- Clase I: calidad muy buena (100-81)
- Clase II: calidad buena (80-61)
- Clase III: calidad media (60-41)
- Clase IV: calidad mala (40-21)
- Clase V: calidad muy mala (<20)

4.6.2. Clasificación Q

Según González de Vallejo et al. (2002), esta clasificación fue desarrollada por Barton, Lien y Lunde en el año 1974 específicamente para estimar parámetros geotécnicos en túneles. El sistema Q se basa en evaluar numéricamente seis parámetros:

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

- **J_n** : Índice de diaclasado, determina la fracturación del macizo rocoso
- **J_r** : índice de rugosidad de las discontinuidades
- **J_a** : índice de alteración de discontinuidades
- **J_w** : coeficiente reductor por presencia de agua en las excavaciones
- **SRF** : coeficiente determinado por la influencia del estado tensional del macizo

Este índice varía entre 0.001 a 1000, teniendo la siguiente clasificación:

- Roca excepcionalmente mala: 0.01 - 0.1
- Roca extremadamente mala: 0.01 - 0.1
- Roca muy mala: 0.1 - 1
- Roca mala: 1 - 4
- Roca media: 4 - 10
- Roca buena: 10 - 40
- Roca muy buena: 40 - 100

- Roca extremadamente buena: 100 - 400
- Roca excepcionalmente buena: 400 - 1000

4.7. Topografía

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

4.7.1. Topografía Subterránea

Esta topografía se la realiza en dos campos de la ingeniería: la minería y en obras civiles, en principio estos trabajos siguen los mismos pautas que las realizadas en el exterior en donde se toma en cuenta las condiciones mismas del trabajo bajo tierra. Como la falta de luz natural, falta de espacio, humedad, ruido, falta de ventilación, etc. (Sosa & Ibazeta, 2020)

4.8. Minería

Según Herrera (2020) la minería es una actividad que se dedica a la extracción y obtención selectiva de sustancias minerales sólidas, existentes en la corteza terrestre para su transformación en materias primas que son el sustento para cubrir las necesidades de abastecimiento de materiales adecuados en el desarrollo de las sociedades. (p. 1)

Esta actividad es posible realizarla con diferentes métodos, los cuales son:

4.8.1. Minería a Cielo Abierto

Este método se desarrolla sobre la superficie terrestre y se aplica en lugares donde el mineral de interés está a poca profundidad, además, se caracteriza por los grandes volúmenes de material que se extrae (Herrera, 2017)



Figura 4: Minería a cielo abierto
Nota: Geo innova (2016)

4.8.2. Minería Subterránea

Según el Banco Central del Ecuador (2021) este método es “aquel que desarrolla su actividad de explotación en el interior de la tierra a través de túneles, ya sean verticales u horizontales”. Es importante destacar que estas explotaciones se las realizan cuando la extracción de mineral a cielo abierto no es posible, sea por motivos ambientales o económicos.

4.8.2.1. Labores Mineras. Según Ayala (1989) “Se llama labores mineras a los huecos de distintas formas que se ejecutan para llegar al yacimiento, comunicarlo con la superficie, dividirlo en secciones de forma y tamaño adecuados para arrancar el mineral de manera ordenada, segura y económica”. Además, Estruch & Tapia (2003) mencionan algunas de estas labores:

4.8.2.1.1. Socavón. Galería de acceso a un yacimiento situado en una montaña y comienza en la superficie a partir de una ladera. Estas cuando por las presiones del terreno lo requieran, son fortificadas mediante entibación con soportes de madera o metálicos, las secciones transversales de esta labor varían entre los 4 a 20 m², teniendo formas rectangulares, en forma de arco o totalmente circulares. (Estruch & Tapia, 2003)

4.8.2.1.2. Pique. También conocido como pozo, es una labor de acceso vertical o inclinada que comunica la superficie con el yacimiento, esta labor puede ser utilizada para la extracción de la roca, mineral, personal, material de transporte, ventilación, etc. Se puede construir de diferentes secciones como son la rectangular, circular y elíptica. Las dimensiones están en dependencia de la necesidad específica de cada mina, para secciones circulares el diámetro varía de 1 a 2 metros para pozos de servicio y para pozos de extracción entre 5 a 8 metros. Es importante destacar que mayormente predominan pozos de sección rectangular en donde su dimensión corriente es de 5 x 4 metros. (Estruch & Tapia, 2003)

- **Pique o Pozo Ciego.** Se llama así a la labor vertical subterránea que no tiene salida a la superficie y esta destinada al servicio de las distintas labores subterráneas. (Otaño, 1984)

4.8.2.1.3. Chimenea. Es una labor de preparación que sirve para comunicar los distintos niveles de la mina, suelen perforarse en mineral y en sentido ascendente. Las inclinaciones varían desde la vertical hasta unos 55°, al tener una inclinación menor se vería comprometido la extracción del material explotado por esta labor, suelen tener secciones entre 4 a 6 m², con formas rectangulares, cuadradas o circulares. (Estruch & Tapia, 2003)

4.8.2.1.4. Rampas. Son labores que se construyen como medio de comunicación entre distintos niveles horizontales, teniendo inclinaciones entre el 10 y 14%, en donde se puede implementar transporte sobre ruedas autopropulsadas. (Estruch & Tapia, 2003)

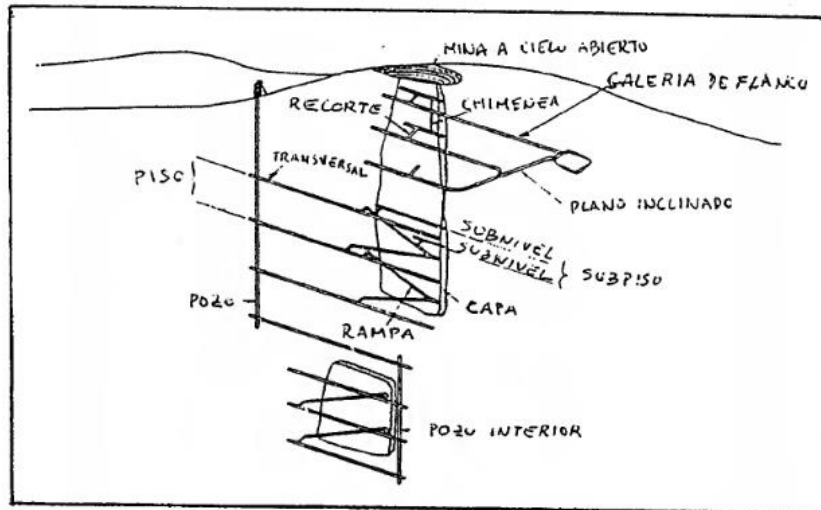


Figura 5: Labores mineras subterráneas
Nota: Ayala (1989)

4.9. Construcción de Piques

Según Benites (2018) en el diseño de piques y el dimensionamiento se debe considerar diversos aspectos para su construcción, como son:

- Cantidad de piques
- Capacidad de izaje de material, personal y equipos
- Ubicación estratégica técnico-económico
- Evaluación geomecánica
- Diseño y dimensionamiento de los skips y jaulas
- Profundidad total del pique
- Sumidero del pique y niveles intermedios

Según De la Cruz (2000) las secciones del pique pueden ser circular o rectangular, puede tener dos o más compartimentos, los mismos que dependerán de la capacidad y de las instalaciones con que cuenta la operación, estos compartimentos son destinados a:

- Para la jaula y su contrapeso
- Para los baldes o skips
- Para tuberías de agua, aire, relleno
- Para cables eléctricos
- Para ingreso/salida del personal

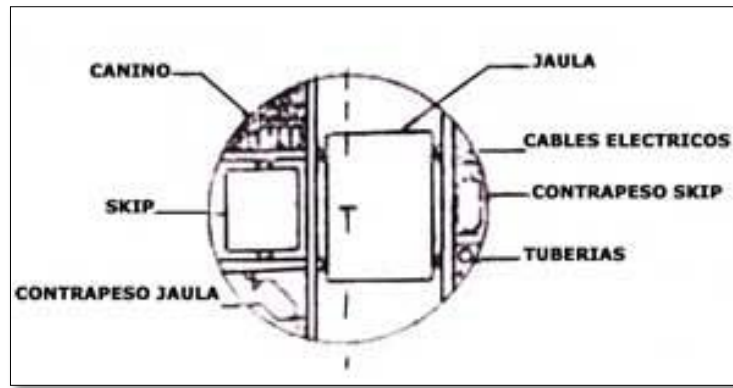


Figura 6: Sección transversal de piques mineros

Nota. De la Cruz (2000)

4.9.1. Elementos del Sistema de Izaje

El pique al ser una labor vertical debe cumplir efectivamente la función de bajar y subir los materiales e insumos necesarios para la explotación, es por ello que se conforma de los siguientes elementos. (De la Cruz, 2000)

4.9.1.1. Winche o tambora. Se trata de cilindros metálicos que tiene la función de enrollar el cable. El cable se enrolla de dos maneras, el enrollado activo (el que verdaderamente trabaja) y el enrollado de reserva (reduce el esfuerzo ejercido por el cable). (De la Cruz, 2000)

4.9.1.2. Cable. están compuestos del núcleo o alma y los torones; el alma sirve como soporte a los torones que están enrollados a su alrededor. Mientras que los torones están formados por un conjunto de hilos, de acuerdo a su torcido pueden ser regular y tipo Lang. (De la Cruz, 2000)

4.9.1.3. Polea. Se trata de una rueda acanalada que gira sobre un eje central por el que pasa el cable, cuyos extremos se encuentra la jaula o skip y en el otro el winche o tambora. (De la Cruz, 2000)

4.9.1.4. Jaula/ skips. se puede definir como un recipiente para transportar personal, material de mena y estéril. (De la Cruz, 2000)

4.9.1.5. Torre o Castillo. Se trata de una estructura vertical que se sitúa por encima del collar del pique. En su interior suben los baldes cargados con roca estéril o mineral; o las jaulas, cuando se trata de entrada y salida del personal. (De la Cruz, 2000)

4.10. Ciclo de Minado

Para la explotación de recursos minerales por el método de explotación subterráneo es necesario llevar a cabo un conjunto de operaciones, que permitan extraer el material desde el frente de trabajo hasta superficie. (Conarsac, 2023)

4.10.1. Perforación

Este proceso consiste en realizar en el macizo rocoso huecos cilíndricos llamados taladros en donde posteriormente se introducirá en ellos la sustancia explosiva, el principio de este proceso se basa en la percusión y giro constante de un barreno, lo que produce que cada giro realice un corte en el macizo rocoso.

Para esta actividad se lo puede realizar mediante dos tipos de perforación, manual y mecanizada, la primera se caracteriza por usar equipos ligeros manejado por perforistas, y la perforación mecanizada los equipos van montados sobre estructuras neumáticas u orugas y ser automotrices o remolcables. (Conarsac, 2023)

4.10.2. Voladura

A este proceso se lo puede definir como la acción de fracturar o fragmentar la roca mediante el empleo de explosivos, para ello es necesario realizar en la roca perforaciones que permitan introducir la sustancia explosiva. (Maquirena, 2022)

4.10.3. Ventilación

Este proceso es importante debido a que se trata de la gestión de la atmosfera de mina, manteniéndola en un rango de parámetros adecuados, además, permite el aporte de oxígeno necesario para la respiración, mantiene una temperatura adecuada también permite la dilución y extracción del polvo y gases producidos por las operaciones. (Herrera, 2019)

4.10.4. Saneamiento

Llamado también desquinche, es un proceso mediante el cual se detecta la roca suelta en el techo, frente y paredes de la excavación o labor minera para después hacerla caer usando una varilla o equipo de saneamiento. (Bustamante, s.f.)

4.10.5. Carga y transporte

Una vez que se haya fortificado las labores mineras, se extrae el material fragmentado hasta el exterior de la mina, este proceso puede ser continuo, discontinuo o mezcla de ambos. Los equipos y maquinaria usadas son: cintas trasportadoras, vagonetas, volquetes. (Ministerio de Energía y Minas, 2018)

4.10.6. Fortificación

Se define como el procedimiento que permite mantener estable las labores cuando su condición no es autosoportante en una mina subterránea, además, permite mantener las labores seguras y con una secciones y dimensión suficiente para la circulación de personal e insumos, impidiendo el desmoronamiento de material fracturado. (Sonami, 2013)



Figura 7: Ciclo de Minado Subterráneo
Nota: TM Association-Academy (2020)

4.11. Regímenes de Minería En Ecuador

En el Ecuador la ley clasifica a la minería en cuatro clases dependiendo de los niveles de producción diarios: artesanal, pequeña minería, mediana minería y minería a gran escala. (Banco Central del Ecuador, 2021)

Según la Ley Minera (2009) los regímenes de minería se definen como:

4.11.1. Minería Artesanal

Este régimen es el que se efectúa mediante trabajo individual, familiar o asociativo que se caracteriza por usar herramientas, maquina simples/portátiles destinadas a obtener minerales cuyo comercio en general permite cubrir las necesidades básicas de quien lo realice y que no requiera una inversión superior a 150 RBU (Ley Minera, 2009, p. 39).

Este régimen no está sujeto a pago de regalías y el ministerio sectorial otorga permiso por un plazo de 10 años para esta actividad. Las capacidades de producción para este régimen son los siguientes:

- Minerales metálicos: en minería subterránea hasta 10 Tn/día y en minería de aluviales hasta 120 m³/día
- Minerales no Metálicos: Hasta 50 Tn/día
- Materiales de construcción: en minería de aluviales hasta 100 m³/día y en canteras hasta 50 toneladas métricas por día

4.11.2. Pequeña Minería

Este régimen se caracteriza por que su explotación se determina en base a las condiciones geológico mineras de los yacimientos, como también parámetros técnicos y económicos, sin perjuicio de que precedan labores de exploración o que se realice a la vez labores de exploración y explotación. (Ley Minera, 2009, p. 40).

Las capacidades de producción en este régimen son las siguientes:

- Minerales metálicos: en minería subterránea hasta 300 Tn/día, en minería a cielo abierto hasta 1000 Tn /día y en minería aluvial hasta 1500 m³/día
- Minerales no metálicos: hasta 1000 Tn/día
- Materiales de construcción: en terrazas aluviales hasta 800 m³ y en canteras hasta 500 toneladas métricas por día.

4.11.3. Mediana Minería

La mediana minería se la considera aquella que, en razón del tamaño de los yacimientos dependiendo del tipo de sustancias minerales metálicas y no metálicas, se ha llegado a determinar reservas que permiten efectuar la explotación de las mismas sobre el volumen de procesamiento establecido en el régimen de pequeña minería (Ley Minera, 2009).

Los volúmenes máximos para esta actividad, están dentro de estos rangos:

- Minerales metálicos: en minería subterránea de 301 hasta 1000 Tn/día; en minería a cielo abierto de 1001 hasta 2000 Tn/día y en minería aluvial desde 1502 hasta 3000 m³/día
- Minerales no metálicos: desde 1001 hasta 3000 Tn/día
- Materiales de construcción: en terrazas aluviales desde 801 hasta 2000 m³ y en cantera desde 501 hasta 1000 Toneladas métricas

Es importante destacar que el concesionario minero en esta modalidad debe pagar una regalía equivalente al cuatro (4) por ciento sobre la venta de mineral principal y de los minerales secundarios. Adicionando el pago del impuesto a la renta e impuesto al valor agregado.

4.11.4. Gran Minería

Según la ley minera se considera gran minería a aquella que supera el volumen máximo establecido en la modalidad de mediana minería. (Ley Minera, 2009).

5. Metodología

5.1. Materiales

Para el cumplimiento de los objetivos planteados, se usó materiales e insumos específicos para desarrollar la presente investigación.

Tabla 1. Equipos y materiales usados para la investigación

Materiales de campo	Materiales de laboratorio	Materiales de gabinete
- Casco, chaleco reflectivo, guantes, botas de caucho	- Picnómetro	- ArcGIS 10.8
- Estación Total Sokkia iM-55	- Horno	- AutoCAD 2021
- Carta geológica del cantón Zaruma, escala 1:100.000, (INIGEMM, 2013)	- Balanza	- Office 2019
- Martillo geológico	- Tamiz	- Google Earth
- Fichas de información	- Calibrador	- CivilCAD 2021
- Fundas para muestra	- Prensa Hidráulica	
- Cámara fotográfica	- Recipientes para muestra	
- Distanciómetro		
- Punta y combo		
- Esferográficos		
- Esclerómetro		
- Cinta métrica		
- Rugosímetro		
- Brújula		
- Tablero		
- GPS		

5.2. Ubicación y Acceso al Área de Estudio

5.2.1. Ubicación

La concesión minera “Reina del Cisne”, perteneciente al titular minero Sr. Manuel de Jesús Asanza Orellana, se encuentra ubicada en el sur de Ecuador, específicamente, en la provincia de El Oro, cantón Zaruma en el sector Tres Reyes. Fisiográficamente está emplazada en la cordillera Occidental de los Andes. El tipo de minería que se realiza en la concesión es el de minería artesanal y cuenta con un permiso de explotación de 2 hectáreas.

Tabla 2. Coordenadas del sector de estudio

Coordenadas de la concesión (Datum PSAD56)	
X	Y
654440	9591051
654540	9591051

654440	9590851
654540	9590851

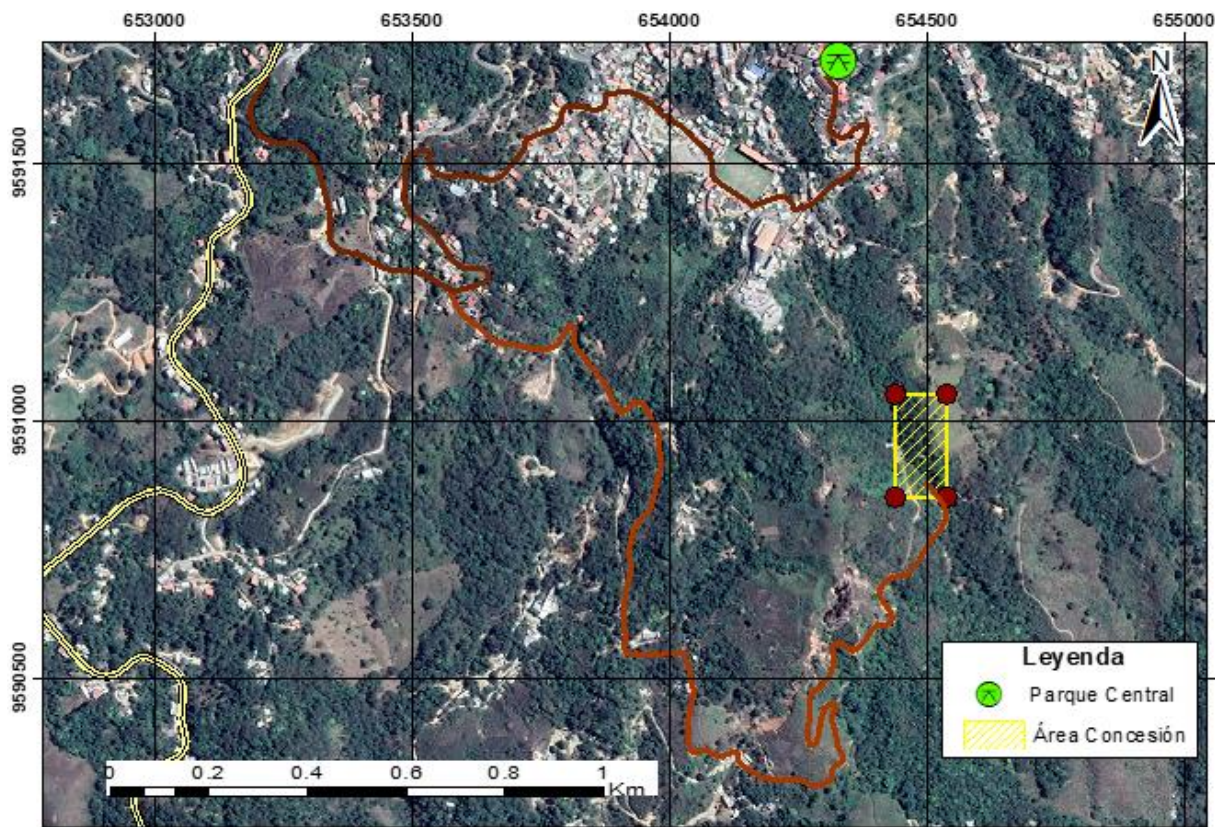


Figura 8: Mapa de ubicación de la concesión minera “Reina del Cisne”

5.2.2. Acceso

Para acceder el área minera se inicia el recorrido por vía terrestre desde la ciudad de Quito hasta el cantón Zaruma tomando la troncal de la Sierra E35 y abarcando una distancia de aproximadamente 572 km. Luego desde el cantón Zaruma, se toma la vía de segundo orden que conduce al sector Tres Reyes en un trayecto de aproximadamente 15 minutos.

Ademas, el acceso tambien es posible realizarlo por vía aérea, desde el Aeropuerto Internacional Mariscal Sucre de la ciudad de Quito hasta el Aeropuerto Ciudad de Catamayo, ubicado en el cantón del mismo nombre correspondiente a la provincia de Loja, para luego tomar la vía Chinchas-Portovelo de aproximadamente 90.5 km, para seguidamente tomar la vía que conduce al cantón Zaruma.



Figura 9: Acceso al área de estudio desde la ciudad de Quito

Nota. Tomado de Google Maps, elaborado por el autor (2023)

5.3. Geomorfología

En el Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial del GAD Zaruma, sitúa a este cantón en la cordillera divisoria entre los Ríos Calera y Amarillo, de relieve abrupto. Este drenaje está controlado por el fracturamiento tectónico. Los depósitos de pie de monte, representados principalmente por conos deyección, muestran pendientes generalmente menores que 40%. Las vertientes tienen forma convexa disectadas. Las geformas menos recurrentes son los valles en v mientras que las terrazas sean altas o indiferenciadas, se encuentran en mayor magnitud, en donde la concesión minera “Reina del Cisne” se encuentra asentada sobre esta última. Las vertientes son rectilíneas y abruptas, con pendientes en el orden de 40 – 70 %. (GAD Zaruma, 2020)

De esta manera, se obtuvo el mapa geomorfológico del cantón Zaruma a escala 1: 40000 (Anexo 2), en donde se observa las principales unidades geomorfológicas que rodean a la concesión minera “Reina del Cisne”.

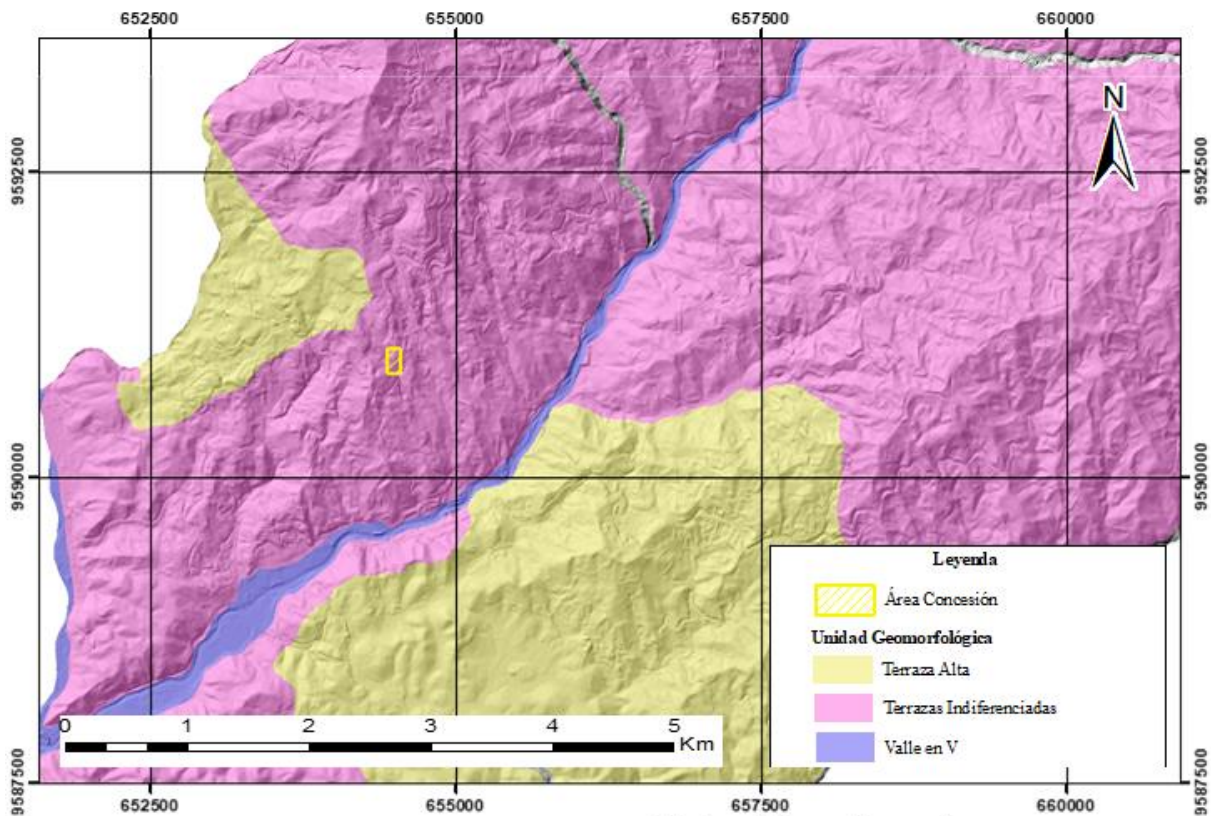


Figura 10: Mapa geomorfológico del área de estudio

Nota: Extraído de GAD Zaruma (2020), elaborado por el autor (2024)

5.4. Hidrología

De acuerdo con la información existente en el SENAGUA (2015), en el área de estudio los principales afluentes son los ríos Calera y Amarillo, ambos tienen flujo de manera constante, el caudal promedio al unirse estos ríos es de $22.98 \text{ m}^3/\text{s}$. Además, se encuentra en la sub cuenca del Río Puyango el cual se origina al sureste de la provincia de El Oro, la fuente se compone de pequeños ríos como La Calera, Amarillo, Ambocas y Luis. El río Luis es la principal fuente a una altitud de 3500 m y al juntarse con el río Ambocas, toma el nombre de río Pindo, que al unirse con el río Moromoro se lo nombra como río Puyango. La longitud del cauce principal del río Puyango es aproximadamente 116 km y el área de la cuenca del río en territorio ecuatoriano es de 3337 km^2 , el escurrimiento medio anual del río es 2898 hm^3

La elaboración de este mapa se lo realizó a escala 1: 40 000 (Anexo 3), donde se observó que los ríos que se sitúan en este cantón es el Río Amarillo y el Río Calera.

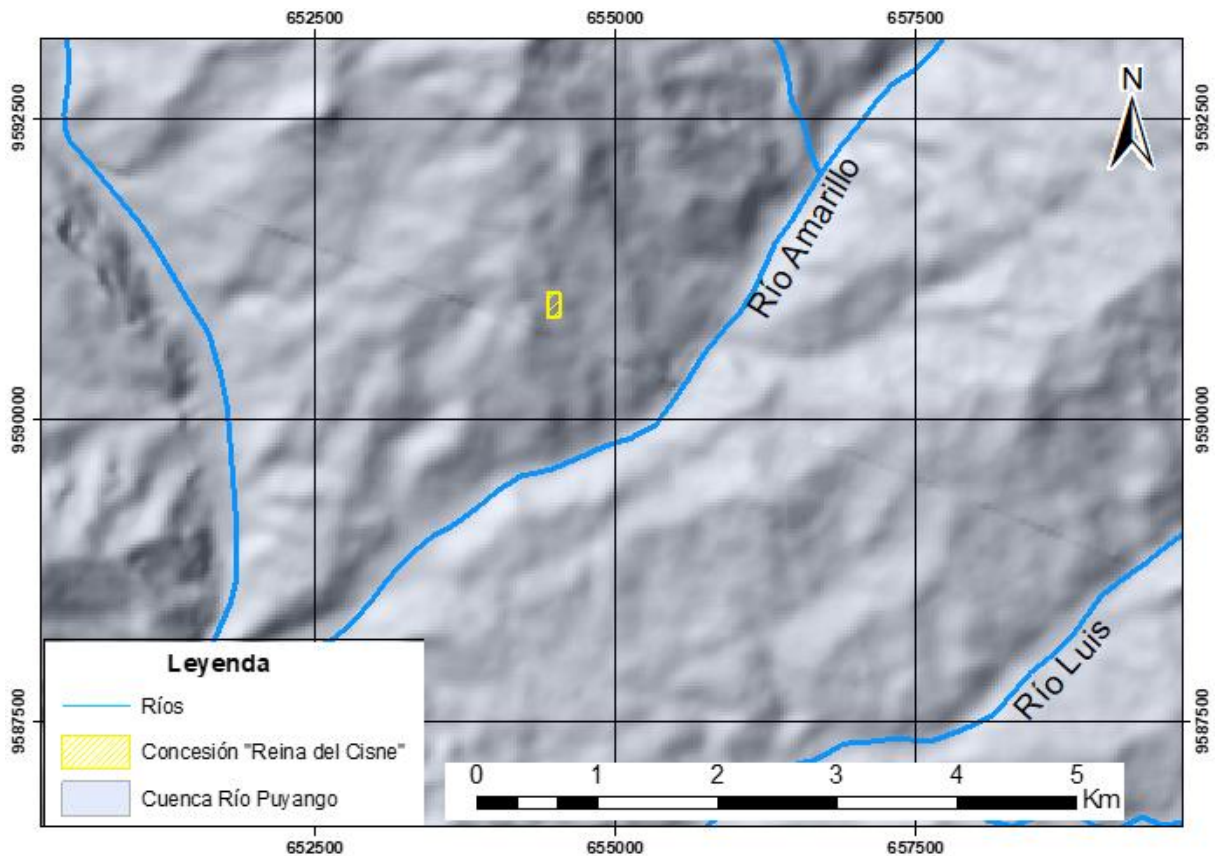


Figura 11: Mapa hidrológico del área de estudio

Nota: Extraído de SENAGUA (2015), elaborado por el autor (2024)

5.5. Clima

Según el Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología, en Zaruma, el clima presenta características subtropicales o templadas, con dos estaciones claramente diferenciadas. La primera, que comprende los meses de diciembre a abril, se caracteriza por ser húmeda, con intensas precipitaciones en las áreas altas del cantón. La segunda estación, que abarca de mayo a noviembre, es seca. La temperatura anual oscila entre 16 y 24 °C, y la precipitación anual alcanza los 1582 mm. La humedad relativa se mantiene en un 83%, con una evaporación anual de 738 mm. En promedio, la precipitación anual se sitúa en 1.159 mm, con una pluviosidad acumulada de 1.368 mm durante los meses nublados, que van desde diciembre hasta mayo. (INAMHI, 2015).

Para la elaboración del mapa de isoyetas se recolecto los datos pluviométricos de las estaciones meteorológicas cercanas a la concesión minera "Reina del Cisne", las cuales se encuentran en la tabla 3, se presentan los datos de precipitación media anual de cinco estaciones, las cuales sirvieron para la interpolación de los datos obtenidos. Cabe recalcar, que las

estaciones M435, M432 y M515 no se observa en el mapa (Anexo 4) debido a la escala usada (1: 75000) en la elaboración del mismo.

Tabla 3. Datos pluviométricos de estaciones meteorológicas cercanas al área de estudio

Código	Nombre	Coordenadas			Precipitación media anual (mm)
		X	Y	Altura (m.s.n.m)	
M0180	Zaruma	654212	9591035	1100	122.18
M0773	Piñas	644065	9593507	1126	1326.3
M515	Catacocha	650478	9551575	1808	473
M432	San Lucas	693085	9587311	2525	948.3
M435	Alamor	607924	9555751	1250	708.5

Nota. Recuperado de INAMHI (2013)

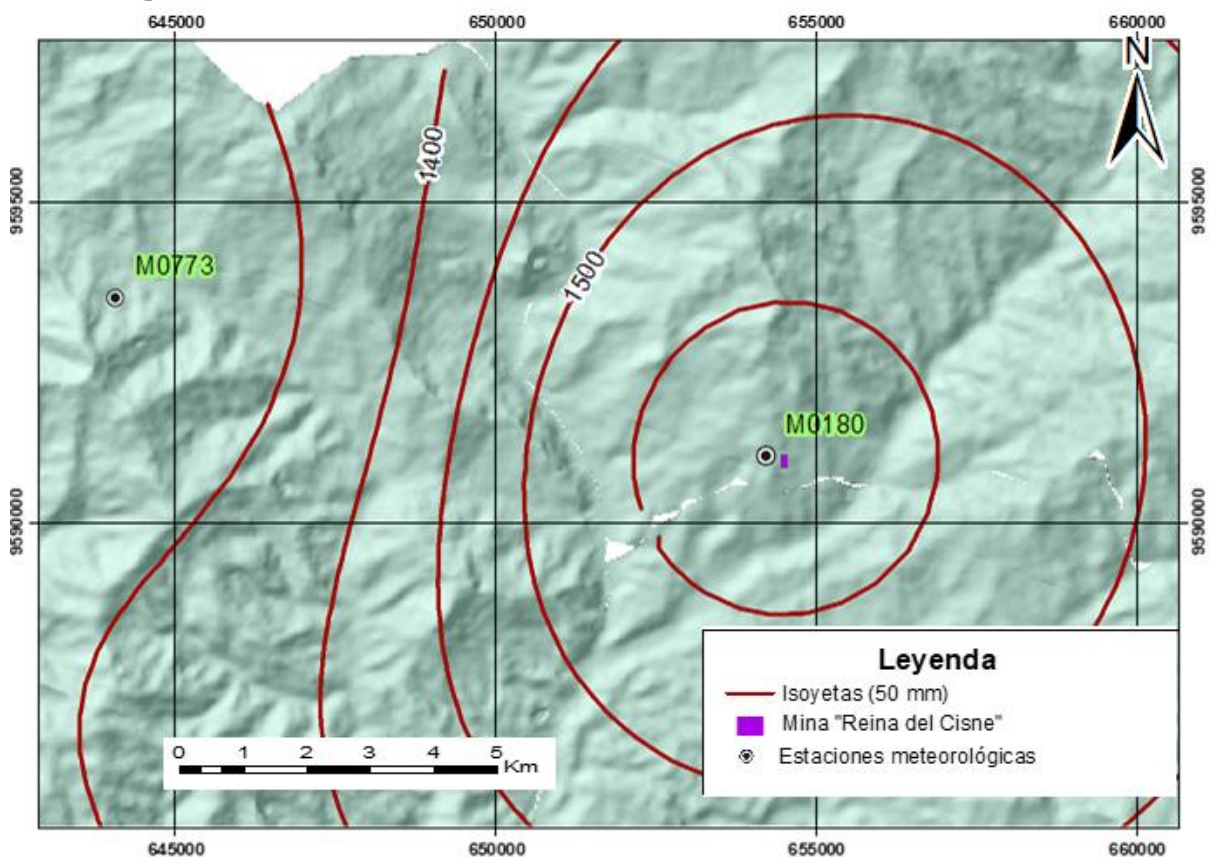


Figura 12: Mapa de isoyetas del área de estudio

Nota: Extraído de INAMHI (2013), elaborado por el autor (2024)

5.6. Sísmica

Como es de conocimiento Ecuador es un foco de actividad sísmica debido a que su costa se extiende a lo largo de la zona de intersección entre la placa oceánica de Nazca y la placa continental Sudamericana (LeMag, 2021)

Además, según la Norma Ecuatoriana de Construcciones (NEC) se puede asignar una aceleración máxima en una roca el cual es expresado como fracción de la aceleración de la gravedad, en esta norma se identifica seis zonas sísmicas (NEC, 2016)

Tabla 4. Valor del factor Z en función de la zona sísmica

Zona Sísmica	I	II	III	IV	V	VI
Valor factor Z	0.15	0.25	0.30	0.35	0.40	≥ 0.50
Caracterización del peligro sísmico	Intermedia	Alta	Alta	Alta	Alta	Muy alta

Nota. Recuperado de (NEC, 2016)

Con la información recolectada podemos afirmar que la zona de estudio se encuentra en la zona número III a la cual se le asigna un valor de 0.30 que se caracteriza como peligro sísmico alto. Esto se determinó mediante la ubicación en el mapa elaborado a una escala 1: 75000 (Anexo 5).

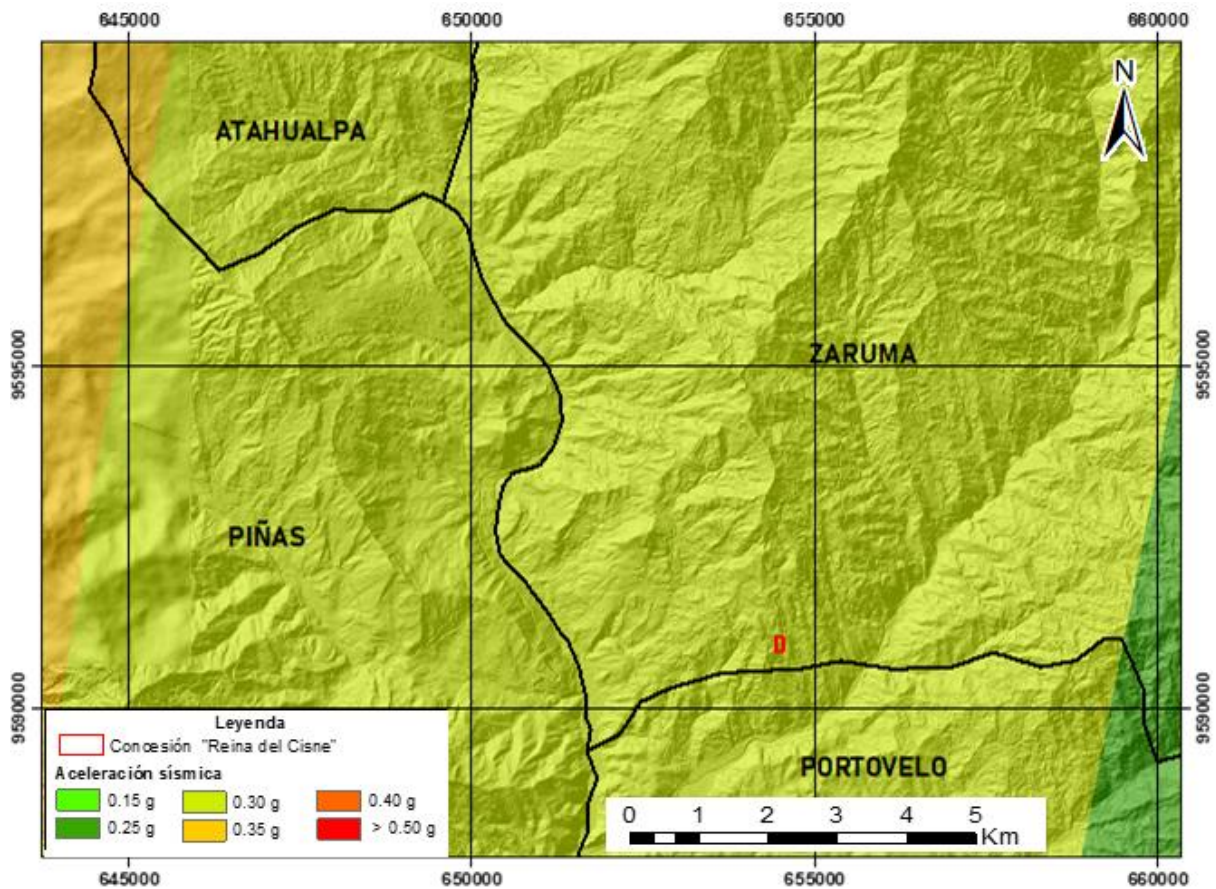


Figura 13: Mapa sísmico de la provincia de El Oro

Nota: Elaborado por el autor (2024)

5.7. Geología Regional.

La zona rica en minerales auríferos y polimetálicos de Zaruma Portovelo está situada al sur de la Cordillera Occidental. En el subdistrito El Oro, sus límites son marcados al norte por la falla Jubones, al este por la falla Peltetec, que se extiende hacia el sur y se convierte en la falla Girón, y al sur por la falla Piñas-Portovelo. (Prodeminca, 2000)

Unidad Portovelo (O? Pv). La Unidad Portovelo se halla sobre yaciendo a las rocas del Complejo Metamórfico El Oro en contacto fallado con la falla Piñas-Portovelo, se encuentra aflorando entre los poblados de Zaruma, Arcapamba, Malvas y Huertas. Existen cuerpos dioríticos, granodioríticos y riolíticos instruyendo a rocas de la Unidad Portovelo, Grupo Saraguro y Terreno Metamórfico de El Oro; estas se encuentran formando un cinturón con dirección NW-SE similar a la mega estructura Piñas-Portovelo. Esta unidad está constituida por lavas basalto-andesíticas, tobas andesíticas muy meteorizadas y tobas dacítico de afinidad calco-alcalina. Esta unidad se divide en tres miembros localizados de NE a SW:

Miembro Muluncay. Este miembro conforma la base de la unidad Portovelo, comprendida por brechas volcánicas, tobas y flujos de composición andesítica e ignimbritas. (Bonilla, 2009)

Miembro Portovelo. Comprende lavas andesíticas con hornblenda y lavas basálticas, con orientaciones de NW-SE. (Bonilla, 2009)

Miembro Faique. Este miembro sobreyace al miembro Portovelo, está conformado por rocas volcánico clásticas como brechas volcánicas, ignimbritas, tobas y flujos de lava andesítica, además contiene diques riolíticos, intrusiones hipo abisales de composición diorítica y granodiorita y stocks. (Thournout et al., 1991)

Grupo Saraguro (E-Ms). Los miembros volcánicos pertenecientes al Grupo Saraguro se distribuyen en las áreas del norte y este del sub distrito El Oro, y su límite tectónico hacia el sur está definido por la falla Piñas Portovelo. Este conjunto tiene una antigüedad que se sitúa en el eoceno superior y se interpreta como resultado de un proceso deposicional subaéreo con características calco-alcalinas. Litológicamente este grupo se constituye en una secuencia de rocas volcánicas sub aéreas, calco-alcalinas, intermedias a ácidas, predominando tobas de composiciones andesíticas a dacíticas, y en menor proporción tobas riolíticas, discordantes sobre el BAT e inter digitadas con la unidad Portovelo

Riolita (RR). Regionalmente el sector de estudio presenta rocas intrusivas del cinturón cangrejos – Zaruma de dirección NW – SE, entre ellos el intrusivo de El Poglio, Pacha y Cangrejos, de composición cuarzo dioritas, granodioritas y cuerpos riolíticos, los cuales son los responsables de la formación de depósitos epitermales y pórfidos. La formación de estos

cuerpos riolíticos se da generalmente en erupciones volcánicas continentales asociadas a márgenes continentales, donde la fuente principal es el magma ácido-graníticos el cual al llegar a superficie puede producir obsidiana, piedra pómez o toba.

6.1.3.2. Geología Estructural. En el sector de estudio las estructuras geológicas observables por efectos de escala, mantienen alineaciones de NW-SE. La falla característica de esta familia es la falla Piñas – Portovelo definida como un cabalgamiento tiene esta misma dirección con buzamiento al Norte. La acción de esta estructura produjo un descenso en el bloque Norte que separo el grupo Saraguro de las rocas metamórficas localizadas al sur del sector de estudio. Además, es importante mencionar que al norte del sector de estudio se la falla Puente Buza – Palestina la cual comparte edad, sentido y movimiento de la falla Piñas – Portovelo (Pratt et al., 1997).

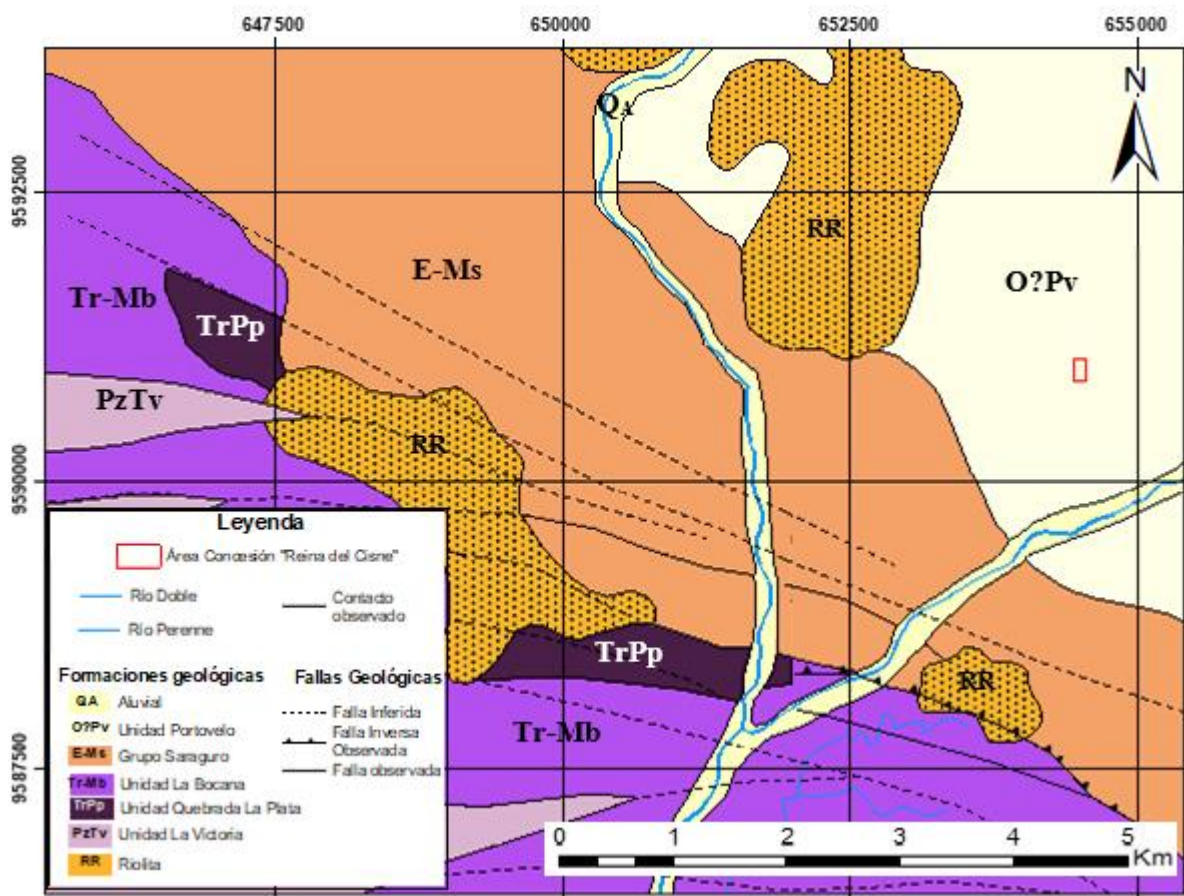


Figura 14: Geología regional del sector

Nota: Extraído de INIGEMM, elaborado por el autor (2024)

5.8. Metodología

Fase de campo: esta fase comprendió la visita a la concesión minera, en donde se desarrolló la caracterización geológica y geomecánica del sector de estudio y se hizo los respectivos levantamientos topográfico y geológico

Fase de laboratorio: en los laboratorios de la Universidad Nacional de Loja se determinó las propiedades físicas y mecánicas de las muestras recolectadas en la fase de campo, estas propiedades son: peso específico real, peso específico aparente, porosidad, porosidad eficaz y resistencia a la compresión simple

Fase de gabinete: mediante la utilización de los softwares mencionados anteriormente, se elaboró los respectivos mapas (geológico y topográfico) y el respectivo dimensionamiento de la labor mediante la elaboración del pasaporte de perforación y voladura.

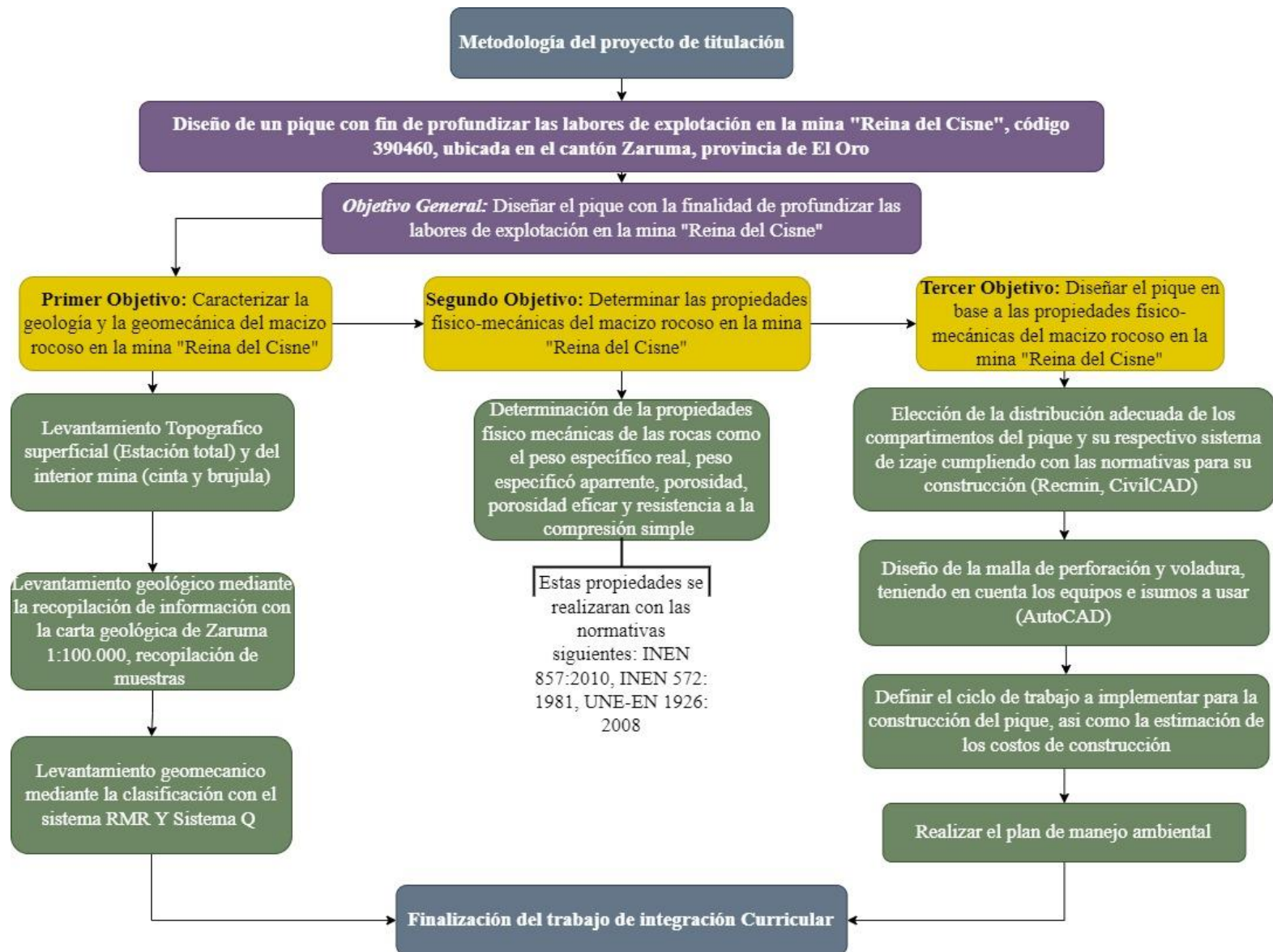


Figura 15: Flujograma para la metodología del proyecto de titulación

Nota: Elaborado por el autor (2023)

5.8.1. Metodología Primer Objetivo: Caracterizar la geología y geomecánica del macizo rocoso en la mina “Reina del Cisne”

5.7.1.1. Levantamiento topográfico. El levantamiento se lo efectuó en la superficie e interior mina; para el levantamiento superficial se hizo uso de estación total SOKKIA iM-55 con fin de obtener la representación del campamento y demás elementos que conforma la superficie del terreno donde se encuentra la concesión. Para este levantamiento se dejó puntos de control en la concesión minera que sirven como puntos de partida para realizar el levantamiento subterráneo; de esta manera, se ubicó y señalo dos puntos de partida en un sitio de fácil acceso y que tenga buena visibilidad para establecer la poligonal del levantamiento tipo abierta, las coordenadas de este punto se obtuvieron con GPS geodésico marca EMLID, usando sistema de referencia UTM/ PSAD 56 - Zona 17 Sur

Tabla 5. Puntos de partida para realizar el levantamiento topográfico

Nombre estación	Coordenada X	Coordenada Y	Elevación Z
Estación A	654535	9590825	980
Estación B	654531	9590861	979
Estación C	654495	9590886	987

Para la toma de estos puntos se colocó el GPS diferencial en un área libre de interferencias físicas, con el fin de obtener la mayor precisión en el levantamiento. Se colocó en campo mojones en sitios estratégicos, mismos que sirvieron como puntos fijos de control al momento de realizar el levantamiento con la estación. La toma de cada punto fue de 15 minutos los cuales fueron corregidos con un punto IGM conocido, el cual tiene código LJEC con coordenadas 700008.309; 9558951.575.



Figura 16: Levantamiento topográfico (fecha de captura: 2024/04/02)

Una vez obtenidos en campo estos dos puntos referenciales, se colocó la estación total para su respectiva calibración en el primer punto de partida (estación A), mientras que el segundo punto (estación B) sirvió para colocar el prisma de reflexión; que a través de una relación geométrica lineal del ángulo y distancia entre ambas estaciones se conformó la poligonal abierta, para iniciar la toma de nuevos puntos en la concesión. El mapa topográfico se lo realizo a una escala 1: 800, con coordenadas UTM / PSAD 56.

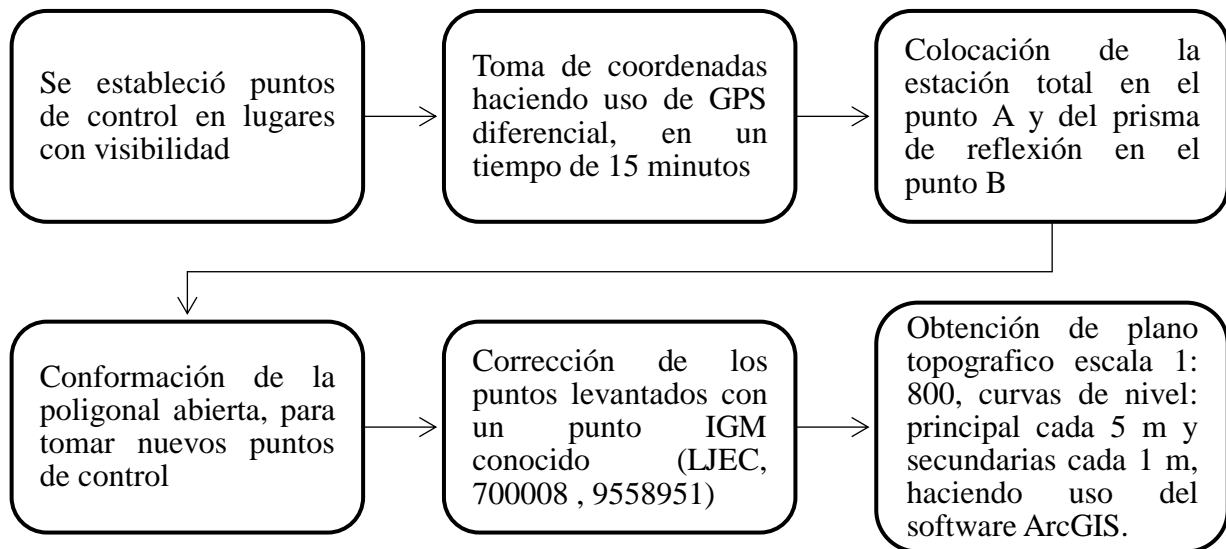


Figura 17: Flujograma para la elaboración de la topografía superficial

- **Levantamiento Topográfico Subterráneo**

Para el levantamiento subterráneo se partió de los puntos de control establecidos en el levantamiento superficial, de estos se realizó la planimetría del interior mina haciendo uso de distanciómetro y brújula, en donde se midió el ancho, altura y longitud de cada una de las galerías, seguidamente los datos recolectados en campo fueron procesados en los siguientes programas informáticos: Office Excel 2019, CivilCAD 2021 y ArcGIS 10.8. Es importante mencionar que los mapas elaborados están georreferenciados con el sistema de referencia Datum UTM/PSAD 56, además se lo elaboró a escala 1: 700.

A fin de corregir los datos obtenidos en campo se usó las siguientes fórmulas para obtener la distancia real.

Distancia Vertical. La distancia vertical entre dos puntos es la diferencia de cotas, o desnivel.

$$Distancia\ vertical = Dist.\ Inclinada * \left(Sen \left(\frac{3.1416 * Angulo\ de\ inclinación}{180} \right) \right)$$

Ángulo Vertical (m): Es el ángulo formado por dos rectas situadas en el plano vertical, o sea entre un punto bajo y dos puntos más elevados.

$$m = \tan \varnothing$$

Distancia Real: Se considera a la distancia verdadera del terreno que separa dos puntos, se obtiene mediante la siguiente expresión.

$$Dist. Real = \cos(m) * dista. inclinada$$

De la misma manera para obtener las coordenadas de las estaciones se utilizaron las siguientes formulas:

Coordenada Este (X): Se calcula mediante la siguiente expresión.

$$X = Coordenada X (pp - p1) + \left(distancia real * \left(sen \left(3.1416 * \frac{Rumbo}{180} \right) \right) \right)$$

Coordenada Norte (Y): Se calcula mediante la siguiente expresión.

$$Y = Coordenada Y (pp - p1) + \left(distancia real * \left(sen \left(3.1416 * \frac{Rumbo}{180} \right) \right) \right)$$

COTA (Z): Se calcula mediante la siguiente expresión.

$$Z = Cota (pp - p1) + distancia vertical$$

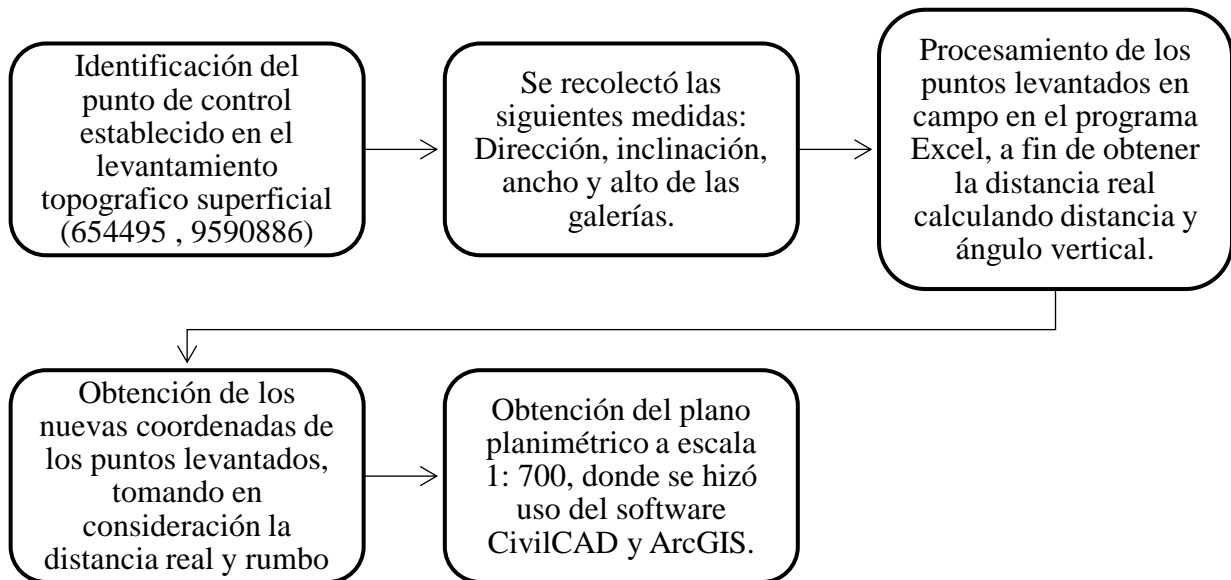


Figura 18: Flujograma para la elaboración de la planimetría interior mina

5.7.1.2. Levantamiento Geológico. Para realizar este levantamiento se tomó como insumo la carta geológica de Zaruma, el cual permitió generar el mapa de geología regional y ayudo a tener conocimiento sobre la litología del sector de estudio.

5.7.1.2.2. Geología superficial. Teniendo como base el mapa topográfico superficial se realizó el levantamiento de geologia superficial, mediante una descripción de afloramientos del área de estudio.

Con el recorrido por lugares accesibles a la concesión se encontraron alrededor de nueve (9) afloramientos, los cuales se encuentran ubicadas en los siguientes puntos.

Tabla 6. Coordenadas de los afloramientos encontrados en la concesión UTM / PSAD56/ 17S

Afloramiento	Coordenada X	Coordenada Y	Altitud
1	654801	9591225	978
2	654823	9591233	992
3	654819	9591278	1010
4	654728	9591300	1012
5	654701	9591269	1016
6	654708	9591253	1016
7	654728	9591181	1018
8	654751	9591399	1068
9	654751	9591252	987

- **Muestreo de los afloramientos**

El *protocolo de muestreo* que se realizó fue tomado en base a la información de la Empresa Nacional Minera (ENAMI EP), el cual consistió en los siguientes puntos:

- Tener como base información topográfica del sector de estudio, además se usó la carta geológica del cantón Zaruma a escala 1: 100 000 elaborado por el INIGEM.
- Identificar los afloramientos de interés, donde se obtuvo la coordenada exacta del lugar con un navegador GPS (Garmin T50) con coordenadas UTM/PSAD 56. Para identificar la litología se lo realizó mediante la observación de sus características físicas de las rocas, tales como: presencia de partículas o cristales, tamaño de sus componentes y su forma, porcentaje de minerales visibles, color y tamaño de los minerales. Además, se tomaron rasgos estructurales como rumbo y buzamiento y datos de los contactos geológicos encontrados. Estos datos fueron recolectados en la ficha de descripción macroscópica de rocas (Tabla 7).
- Para la extracción de muestras de rocas consistió en la recolección y almacenamiento manual del material. El procedimiento usado fue la limpieza del afloramiento, retirando lo que es la cobertura vegetal y recogiendo muestras no muy alteradas, los materiales utilizados para la labor de muestreo fueron: un martillo geológico, punta, combo, cinta métrica y fundas plásticas ziploc. Una vez que se realizó el almacenamiento, se procedió a colocar las etiquetas de muestreo y su codificación numérica Ej. “M001/M-UNL”, para que puedan ser identificadas en el laboratorio de mecánica de rocas y materiales de la universidad.

- Una vez obtenida la información descrita anteriormente se procedió a realizar el mapa geológico a escala 1: 1000. Estos datos se representaron en el software ArcGIS 10.8 donde se obtuvo shapefiles de tipo polígono, por cada litología encontrada, además se representó el contacto litológico con las medidas estructurales.



Figura 19: Codificación de muestras

Tabla 7. Ficha de descripción de afloramientos

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS	
1. INFORMACIÓN GENERAL	
Responsable	
N° Ficha	
Código de muestra	
Tipo de muestra	
Elementos de yacencia	
2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN	
Coordenada UTM (Datum WGS84)	X:
	Y:
3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA	
Características de los componentes	
Tipo de roca	
Color	
Textura	
Tamaño del grano	
Análisis de Laboratorio	
Lámina delgada	
Nombre de la roca	

Colores y tramados para elaboración del mapa geológico.

Para colocar los colores y tramados que deben llevar las unidades geológicas se siguió la siguiente estandarización recomendada por el IIGE (2019):

- En primer lugar, se debe asignar a las capas geológicas los colores de acuerdo a la época geológica, para ello sirvió como base la tabla cronoestratigráfica Internacional (Figura 19)

Serie/ Época	Ma	Piso/ Edad																
Holoceno	0.0117		R255 G255 B.0	R256 G256 B.25	R255 G255 B.153	R255 G255 B.174	R255 G255 B.207	R255 G255 B.221	R242 G236 B.170	R245 G239 B.194	R229 G230 B.184	R230 G213 B.113	R224 G.188 B.8	R233 G.221 B.93	R242 G.201 B.156	R242 G.201 B.156		
			R218 G.90 B.0	R233 G.120 B.61	R250 G.161 B.102	R256 G.194 B.153	R255 G.224 B.204	R239 G.135 B.5	R255 G.192 B.51	R180 G.148 B.61	R214 G.148 B.110	R242 G.168 B.258	R225 G.182 B.82	R225 G.182 B.82	R255 G.230 B.294	R255 G.230 B.294		
			R218 G.90 B.0	R233 G.120 B.61	R250 G.161 B.102	R256 G.194 B.153	R255 G.224 B.204	R239 G.135 B.5	R255 G.192 B.51	R180 G.148 B.61	R214 G.148 B.110	R242 G.168 B.258	R225 G.182 B.82	R225 G.182 B.82	R255 G.230 B.294	R255 G.230 B.294		
			R218 G.90 B.0	R233 G.120 B.61	R250 G.161 B.102	R256 G.194 B.153	R255 G.224 B.204	R239 G.135 B.5	R255 G.192 B.51	R180 G.148 B.61	R214 G.148 B.110	R242 G.168 B.258	R225 G.182 B.82	R225 G.182 B.82	R255 G.230 B.294	R255 G.230 B.294		
Pleistoceno	0.129	Superior	R116 G.217 B.168	R120 G.233 B.150	R161 G.200 B.109	R208 G.242 B.227	R.36 G.209 B.130	R.97 G.216 B.148	R.168 G.258 B.181	R.191 G.237 B.188	R.230 G.245 B.225	R.163 G.182 B.103	R.176 G.207 B.109	R.222 G.230 B.230	R.222 G.230 B.230	R.222 G.230 B.230		
			R.96 G.192 B.92	R.177 G.198 B.126	R.127 G.247 B.147	R.178 G.225 B.182	R.168 G.215 B.148	R.103 G.196 B.134	R.170 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140		
			R.96 G.192 B.92	R.177 G.198 B.126	R.127 G.247 B.147	R.178 G.225 B.182	R.168 G.215 B.148	R.103 G.196 B.134	R.170 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140		
	0.774	Chibaniano	R.33 G.183 B.291	R.77 G.173 B.119	R.122 G.242 B.123	R.168 G.254 B.247	R.33 G.238 B.260	R.77 G.143 B.212	R.122 G.196 B.232	R.168 G.242 B.242	R.77 G.171 B.124	R.122 G.189 B.232	R.77 G.163 B.120	R.122 G.163 B.120	R.122 G.163 B.120	R.122 G.163 B.120	R.122 G.163 B.120	
			R.84 G.240 B.353	R.133 G.242 B.133	R.161 G.247 B.255	R.233 G.247 B.255	R.238 G.215 B.178	R.199 G.215 B.178	R.168 G.242 B.242	R.176 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	
			R.84 G.240 B.353	R.133 G.242 B.133	R.161 G.247 B.255	R.233 G.247 B.255	R.238 G.215 B.178	R.199 G.215 B.178	R.168 G.242 B.242	R.176 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	
	1.80	Calabriano	R.8 G.29 B.143	R.31 G.42 B.197	R.38 G.19 B.252	R.100 G.200 B.109	R.100 G.200 B.109	R.43 G.19 B.223	R.86 G.19 B.223	R.107 G.19 B.223	R.138 G.174 B.232	R.153 G.232 B.232	R.179 G.19 B.232	R.100 G.19 B.232	R.100 G.19 B.232	R.100 G.19 B.232	R.100 G.19 B.232	
			R.117 G.277 B.259	R.148 G.112 B.158	R.197 G.172 B.172	R.227 G.219 B.255	R.133 G.173 B.163	R.181 G.150 B.163	R.207 G.184 B.205	R.168 G.242 B.242	R.176 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	
			R.117 G.277 B.259	R.148 G.112 B.158	R.197 G.172 B.172	R.227 G.219 B.255	R.133 G.173 B.163	R.181 G.150 B.163	R.207 G.184 B.205	R.168 G.242 B.242	R.176 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	
	3.600	Gelasiano	R.134 G.207 B.207	R.182 G.199 B.194	R.182 G.199 B.194	R.227 G.179 B.255	R.167 G.199 B.255	R.198 G.198 B.255	R.228 G.198 B.255	R.168 G.242 B.242	R.176 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	
			R.117 G.277 B.259	R.148 G.112 B.158	R.197 G.172 B.172	R.227 G.219 B.255	R.133 G.173 B.163	R.181 G.150 B.163	R.207 G.184 B.205	R.168 G.242 B.242	R.176 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	
			R.117 G.277 B.259	R.148 G.112 B.158	R.197 G.172 B.172	R.227 G.219 B.255	R.133 G.173 B.163	R.181 G.150 B.163	R.207 G.184 B.205	R.168 G.242 B.242	R.176 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	
5.333	Piacenziano	R.117 G.277 B.259	R.148 G.112 B.158	R.197 G.172 B.172	R.227 G.219 B.255	R.133 G.173 B.163	R.181 G.150 B.163	R.207 G.184 B.205	R.168 G.242 B.242	R.176 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140		
	Zancleano	R.117 G.277 B.259	R.148 G.112 B.158	R.197 G.172 B.172	R.227 G.219 B.255	R.133 G.173 B.163	R.181 G.150 B.163	R.207 G.184 B.205	R.168 G.242 B.242	R.176 G.229 B.194	R.191 G.191 B.207	R.143 G.160 B.108	R.153 G.182 B.103	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140	R.168 G.198 B.140		

Figura 20: Tabla cronoestratigráfica

- Para graficar las tramas de las distintas litologías que se encontró, se usó el documento “FGDC – Digital Cartographic Standard for Geologic Map Symbolization” el cual son normas adaptadas por el IIGE, las cuales se presentan en la figura 20.

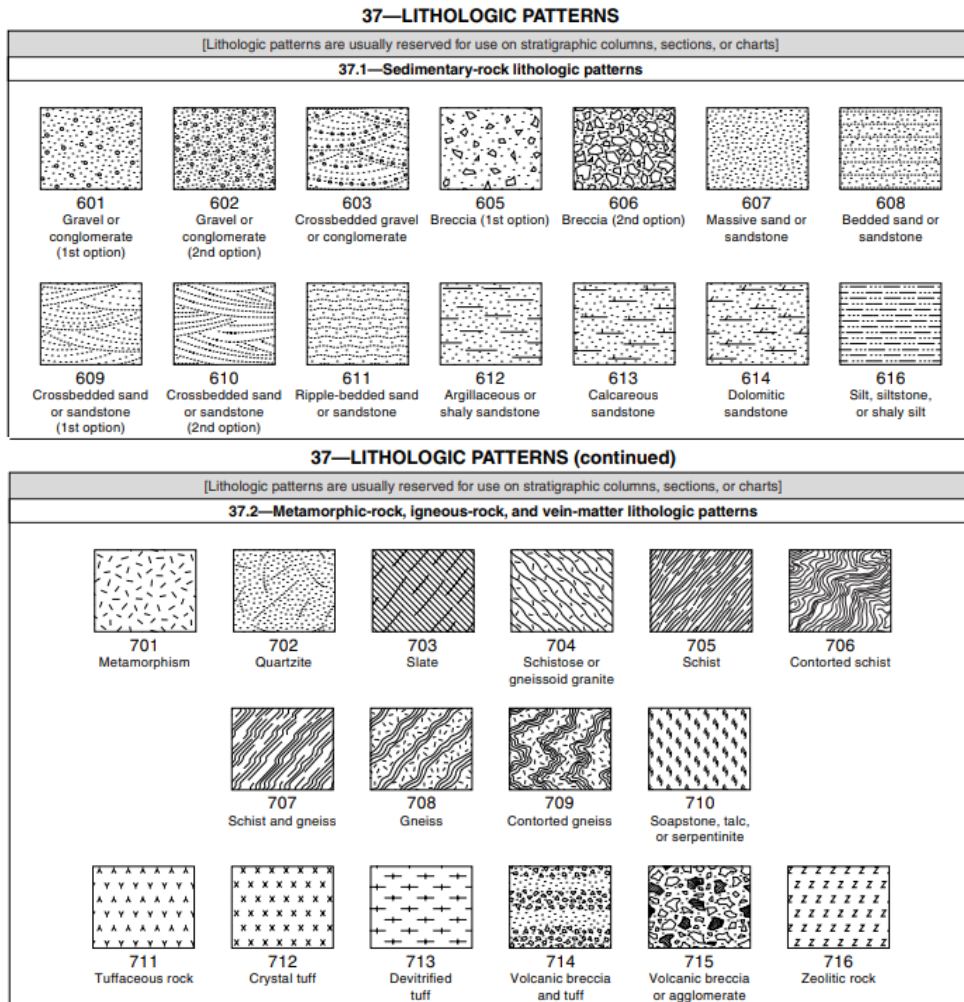


Figura 21: Tramados a usar para representación de la litología

- Como último, se estableció la simbología para las estructuras geológicas, las cuales se observan en la siguiente figura:

1 CONTACTOS			2 FALLAS		
Contactos cartográficos			2.1 Notaciones y Datos puntuales para Falla		
Código	Descripción	Simbología	Código	Descripción	Simbología
1.1	Contacto observado- identidad y existencia cierta	—————	2.1.1	Falla observada- Identificada y de existencia comprobada	—————
1.2	Contacto inferido- Identidad, existencia y ubicación que se deduce en base a rasgos geológicos indirectos	-----	2.1.2	Falla inferida- Identidad, existencia y ubicación que se deduce en base a rasgos geológicos indirectos.	-----
1.3	Contacto cubierto- identidad y existencia cierta, ubicación cubierta	-----	2.1.3	Falla cubierta- Identidad y existencia cierta, ubicación cubierta
			2.0	Falla- rumbo y buzamiento identificados	
4 DIACLASA					
Código	Descripción	Simbología			
4.1	Diaclasa inclinada con rumbo y buzamiento				
4.2	Diaclasa vertical	—■—			
4.3	Diaclasa horizontal	—●—			

Figura 22: Simbología para elementos geológicos

Nota. Recuperado de Instituto de Investigación Geológico Energético (IIGE), 2019

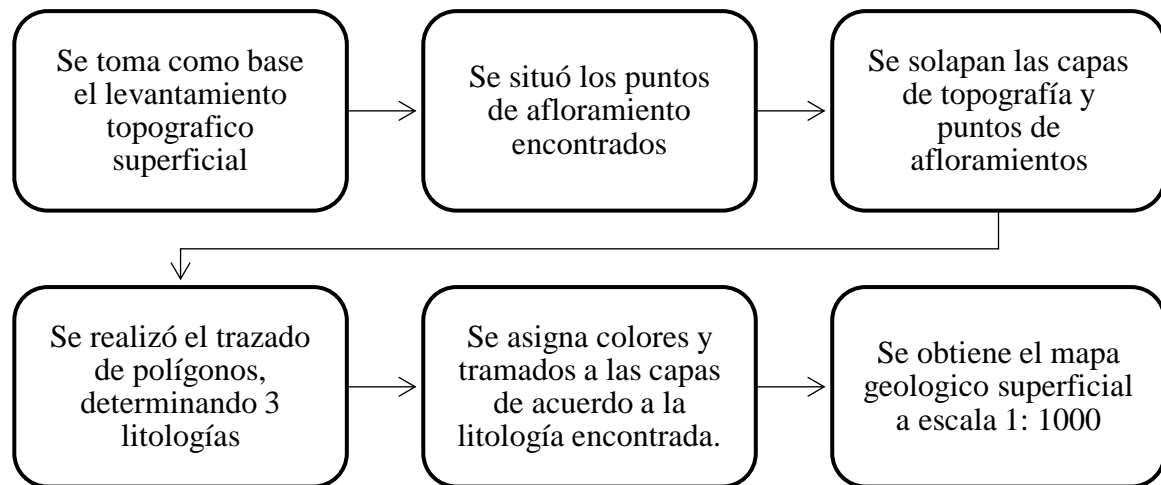


Figura 23: Flujograma para elaborar el mapa geológico

5.7.1.2.2. Geología Subterránea. Se tomó como base el levantamiento planimétrico interior mina y con el recorrido por la galería existente se recogió muestras, en donde fue posible observar cambio litológico. Con el fin de facilitar esta actividad, se dividió el tercer nivel de la concesión en cinco (5) zonas (divididas cada 10 m), obteniendo una muestra de cada una de ellas. En este nivel, se identificaron estructuras presentes como son diaclasas y vetas, las cuales fueron registradas con brújula, anotando sus elementos estructurales (rumbo y buzamiento).

Para el **muestreo de las rocas** se usó una cuña y combo, con fin de obtener muestras no alteradas, posteriormente se recolectó en fundas plásticas ziploc, realizando su respectiva codificación numérica Ej. “M001/S-UNL”, con estas muestras se caracterizó las propiedades físicas de las rocas; color, textura, estructura, minerales principales, secundarios, y de alteración, dichas muestras fueron analizadas en el laboratorio de mecánica de rocas y materiales de la UNL. Todas estas características fueron anotadas en la ficha de descripción macroscópica de muestra de roca (Tabla 8).

Posteriormente, con esta información se elaboró el mapa geológico subterráneo a escala 1: 250 (UTM / PSAD 56), en donde mediante la creación de Shapefiles de tipo polígono, se representó cada litología encontrada, en el software ArcGIS 10.8.

Además, para identificar se determinó el contenido de minerales con el diagrama de Streckeisen en el cual se describe el porcentaje de cuarzo, feldespatos alcalinos, plagioclasas y feldespatos con el fin de determinar qué tipo de roca está presente en las galerías de la concesión

Tabla 8. Ficha de descripción para litología subterránea

Ficha de descripción macroscópica de muestra de roca	
Responsable	
Código de muestra	
Tipo de roca	
Textura	
Estructura	
Tonalidad	
Minerales principales	
Minerales secundarios	
Minerales de alteración	
Nombre de la roca	
Observaciones	
Fotografía	

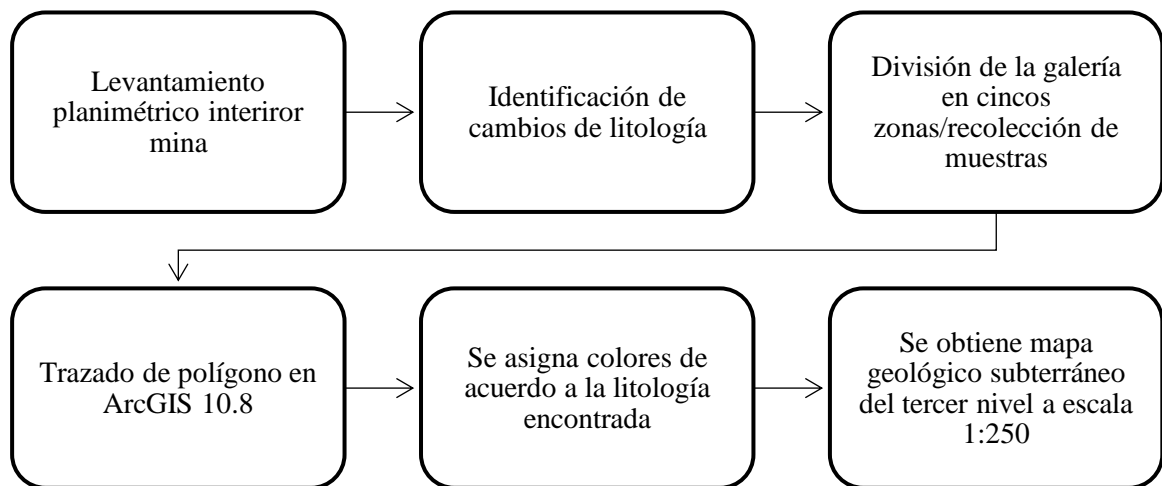


Figura 24: Flujograma para elaborar mapa geológico subterráneo

5.7.1.4. Levantamiento Geo mecánico. Para realizar este levantamiento se tomó como base el mapa planimétrico y geológico del tercer nivel, en donde se tomó como referencia las mismas cinco (5) zonas descritas anteriormente, con esto se caracterizó las discontinuidades, tomando sus elementos estructurales. Además, antes de usar los sistemas de clasificación del macizo rocoso, se determinó el RQD el cual analiza el fracturamiento del macizo rocoso, esto se realizó mediante la metodología de Palmstrom 1982, el cual consiste en realizar el conteo volumétrico de las fracturas:

$$Jv = N^{\circ} \text{ grietas } m^2 \times K$$

Donde:

$$RQD = 115 - 3.3Jv$$

K: factor que depende de la orientación de las discontinuidades (1.15 para grietas horizontales y 1.5 para grietas verticales)

Para determinar la resistencia a la compresión simple en este levantamiento se hizo uso del martillo de Smith, con el cual se tomaron las medidas de 10 rebotes, para posteriormente escoger los 5 valores más altos a fin de realizar la media aritmética de los mismos. También se recogieron muestras con el fin de realizar ensayos en la prensa hidráulica (descrita en el segundo objetivo).

Para la calificación del macizo rocoso se hizo uso de clasificaciones geomecánicas como el RMR de Bieniawsky (Anexo 7) y el sistema Q de Barton (Anexo 8), los parámetros obtenidos para la calificación del macizo rocoso son: Separación de discontinuidades, estado de discontinuidades, flujo de agua, tamaño de bloques, rugosidad y características de resistencia al corte de las diaclasas, tensiones activas y estado tensional; los cuales fueron recopilados en la ficha geomecánica (Figura 21).

Con esta información se elaboró el mapa geo mecánico, tanto para la clasificación RMR y Sistema Q, a escala 1: 250 (UTM/PSAD 56) en el software ArcGIS 10.8, en donde se asignó una escala de colores de acuerdo a la puntuación de ambos sistemas.

N°	Hoja N°		Separación en mm	Longitud en mm		Apertura en mm	Rugosidad								Meteorización						Filtración			Relleno																																							
	1			Rumbo - Buzamiento			Escalonada	Ondulada	Plana			Apertura en mm/longitud m	Rebote (f)	Composición	Inalterada (6)	Lig. alterada (5)	Moder. alterada (3)	Muy alterada (1)	Comp. Meteorizada (0)	Suelo residual (0)	Seco (6)	Lig. Humedo (10)	Húmedo (7)	Goteos (4)	Flujo (0)	Ninguno (6)	Duro (5-3)	Blando (1-0)																																			
						Rugosa			Lisa	Slickensided	Rugosa																		Lisa	Slickensided	Rugosa	Lisa	Slickensided	Apertura en mm/longitud m	a (hacia abajo -90, -45°, hacia arriba +90°, +45°, horizontal 0°)	I	II	III	IV	V	VI	1	2	3																			
			Extr. Juntas <20	Muy baja <1		Muy cerrada <0.1																																																									
			Muy juntas 20 -60	Baja 1 - 3		Cerrada 0.1 - 0.25																																																									
			Juntas 60 -200																																	Practicamente abierta 0.5 - 2.5																											
			Moder. Juntas 200-600	Moderada 3 - 10		Moder. Abierta 2.5 - 10																																																									
			Separadas 600 - 2000	Alta 10 -20		Ancha >10																																																									
			Muy separadas 2000-6000	Muy alta >20		Muy ancha 10 - 100																																																									
			Extr.separadas >6000	R	B	Ext. Ancha 100 - 1000																																																									
						Cavernosa >1000																																																									

Figura 25: Ficha para el levantamiento geomecánico

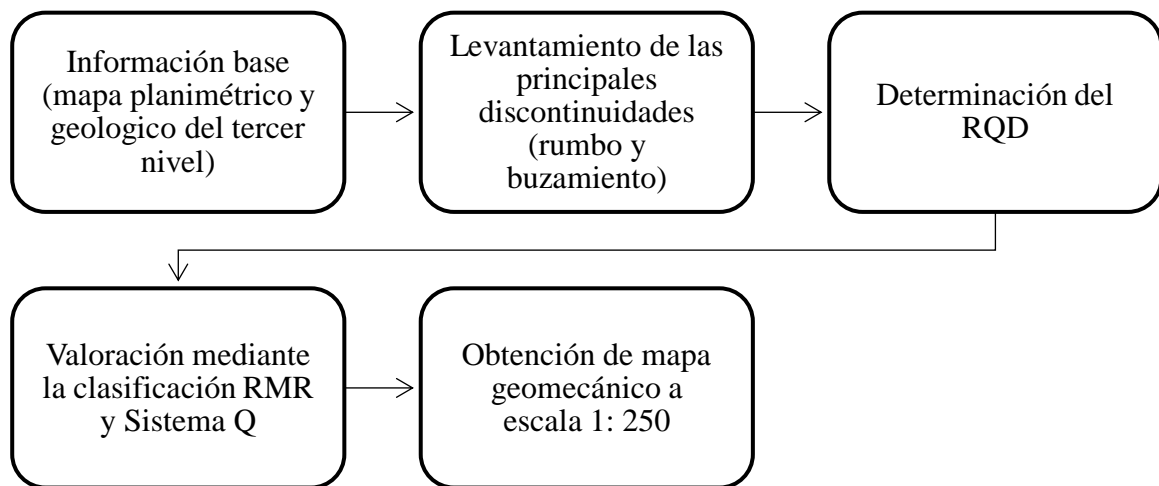


Figura 26: Flujograma para elaboración de mapa geomecánico

5.7.2. Metodología Segundo Objetivo: Determinar las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso en la mina “Reina del Cisne”

La determinación de estas propiedades se hizo mediante la recolección de muestras del macizo rocoso, los ensayos a determinar son el peso específico (aparente y real), porosidad, contenido de humedad, coeficiente de esponjamiento y resistencia a la compresión simple, los cuales fueron obtenidos en el laboratorio de Mecánica de rocas y materiales de la UNL, para la recolección de estas muestras se siguió un protocolo de muestreo el cual consistió en recoger y almacenar manualmente el material (roca), haciendo uso de herramienta como punta y combo para luego ser almacenado en costales, posteriormente se realizó el etiquetado para su identificación en el laboratorio.

Tabla 9. Coordenadas de las muestras de roca subterránea encontradas la concesión

Muestra	Coordenadas UTM/PSAD56/17S		
	Coordenada X	Coordenada Y	Altitud
M002	654738	9591414	929
M003	654744	9591402	930
M005	654734	9591374	926
M007	654740	9591374	938
M004	654738	9591381	927
M009	654743	9591398	948



Figura 27. Recolección y etiquetado de las muestras de roca interior mina

El procedimiento de los ensayos que se realizó se especifica a continuación:

Peso específico aparente (Norma INEN 857:2010)

Para este ensayo es necesario contar con los siguientes equipos: Balanza, la cual debe tener un dispositivo capaz de sostener el recipiente para la muestra en agua, recipiente para la muestra; recipiente de agua para suspender la muestra bajo la balanza y horno

Procedimiento:

- a) En primer lugar, se secó la muestra obtenida en campo en el horno a temperatura de 110° C. Posteriormente, se enfrió la muestra a temperatura ambiente entre 1 – 3 horas y seguidamente se sumergió la muestra de roca en agua a temperatura ambiente por un período de 24 h.
- b) Se procedió a retirar la muestra del ensayo de agua, se colocó sobre un paño absorbente para eliminar la lámina visible de agua; se determinó la masa de la muestra en condición saturada con una aproximación de 0.5 g 0 0.05% de la masa de la muestra.
- c) Seguidamente, se determinó la masa en aire, se colocó la muestra de ensayo saturada superficialmente seca en el recipiente para la muestra y se determinó su masa aparente en agua. Además, se removi6 todo el aire atrapado antes de determinar la masa mediante la agitación del recipiente mientras se lo sumerge
- d) Por último, se aplicó la siguiente expresión para calcular el peso aparente de la muestra:

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

Donde:

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

$W_{saturado}$: Peso saturado tras 24 horas de reposo

$W_{sumergido}$: Peso sumergido en un vaso de precipitación

ρ_w : Peso específico del agua, considerando la temperatura y su variabilidad referente.

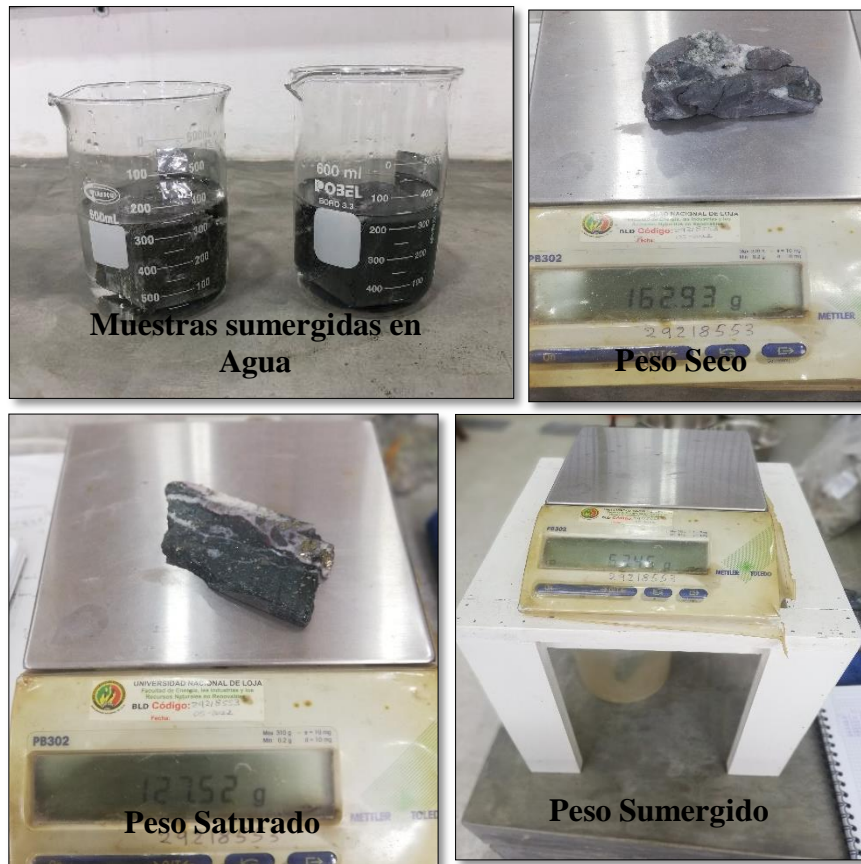


Figura 28. Procedimiento para determinar el peso específico aparente

Peso específico real (INEN 572 1981-01)

Para realizar este ensayo se debe contar con los siguientes instrumentos: Balanza analítica con capacidad máxima de 100 g y sensibilidad mínima de 0.0001 g; Picnómetro con tapa esmerilada y provisto de tubo capilar de aproximadamente 50 cm³ de capacidad; Una estufa eléctrica de laboratorio que alcance temperaturas de 150 °C

Procedimiento:

- a) En primer lugar, se tomó la muestra para triturar y moler a un grado de finura de tal manera que pase por el tamiz #200. Se reduce a una muestra de 30 gr. Se procedió a secar los 30 gr de muestra en una estufa entre 105° y 110°C.
- b) Seguidamente se procedió a pesar el picnómetro vacío (G1) y el peso del picnómetro lleno de agua destilada (G4)
- c) Posteriormente, se vació en un 50% el contenido de agua, con fin de introducir mediante un embudo los 30 gr obtenidos luego de ser triturados. Además, se procedió a girar

suavemente el picnómetro nuevamente lleno para garantizar que no exista espacios vacíos, y se registró este peso. (G3)

d) Para determinar esta propiedad se realizó el siguiente cálculo con la siguiente expresión:

$$Dr \frac{t}{t'} = \frac{G_2 - G_1}{(G_4 - G_1) - (G_3 - G_2)}$$

Donde:

G1 = masa picnómetro con su tapa, vacío y seco (gr)

G2 = masa picnómetro con su tapa y la muestra (gr)

G3 = masa picnómetro con su tapa, la muestra y agua a $20 \pm 5^\circ\text{C}$ (gr)

G4 = masa picnómetro con su tapa y agua a $20 \pm 5^\circ\text{C}$ (gr)

Dr. t/t' = la densidad relativa real a la temperatura (t) del sólido y (t') del agua ($20^\circ\text{C} \pm 5^\circ\text{C}$), (g/cm^3).



Figura 29. Procedimiento para determinar el peso específico real

Porosidad

Con los dos resultados anteriores se estableció la siguiente expresión:

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

ρ_a : Es el peso aparente (g/cm^3)

ρ_r : Es el peso real (g/cm^3)

Contenido de Humedad

Para determinar el contenido de humedad del material, se tomó de referencia la norma ASTM D 2216, en la que se hizo uso de una bandeja, balanza electrónica y una mufla. Según Jara (2019), establece que, primeramente, se procede a pesar la bandeja en la balanza, seguidamente se coloca la muestra de roca pulverizada en la bandeja y de igual manera, se lo pesa. Esto con la finalidad de determinar el peso del mineral húmedo bajo la siguiente fórmula:

$$\text{Peso del material húmedo} = \text{Peso}_{\text{bandeja+roca}} - \text{Peso}_{\text{bandeja}}$$

Posteriormente, se ingresó el material a la mufla o estufa, a una temperatura de 110°C por un lapso de 24 horas. Una vez finalizado ese tiempo, se retiró el material y se procedió a pesar el material en la balanza, es así como se obtuvo el peso seco, para finalmente determinar el contenido de humedad (w) de manera porcentual. (p. 24)

$$W = \frac{(p_{\text{mineral húmedo}} - P_{\text{mineral seco}})}{p_{\text{mineral húmedo}}} * 100$$

Coefficiente de esponjamiento

El esponjamiento de las rocas se refiere al aumento de volumen que estas sufren al ser arrancada en el macizo, este valor siempre debe ser mayor a 1. (Valarezo, 2001)

Para determinar esta propiedad en primer lugar se calculó el volumen de la roca antes de ser arrancada del macizo (V_m) por lo cual se consideró la siguiente fórmula:

$$V_m = H \times B \times L_b$$

Donde

H = Altura de la galería

B = Ancho de la galería

L_b = Longitud de Barreno

Para determinar el volumen de roca arrancada (V_o) es necesario conocer un volumen conocido, con el fin de determinar el volumen de material suelto.

Una vez obtenido estos valores se aplicó la siguiente formula:

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

Donde

V_o = Volumen de la roca arrancada

V_m = Volumen de la roca en el macizo

Resistencia a la compresión simple (UNE-EN 1926:2008)

Para determinar esta propiedad es necesario darles forma cúbica a las muestras recolectadas en campo, que según la norma UNE-EN 1926:2008 las dimensiones deben ser de 5 x 5 x 5 cm, seguido a ello se realizó el siguiente procedimiento:

Se colocó el cubo en la prensa hidráulica, en donde se debe considerar la anisotropía de la muestra. La carga se aplicó progresivamente para que la rotura se produzca entre los 0 y 10 minutos; la velocidad de carga estuvo comprendida entre los 0.5 y 1 N/mm²/Seg (1MPa/Seg) Se anotó la forma de la rotura y se aplicó la siguiente expresión:

$$\sigma_c = \frac{Ft}{A} = \frac{\text{Fuerza de tracción aplicada}}{\text{Area de la probeta}} \text{ (MPa)}$$



Figura 30. Procedimiento para determinar la RCS

5.7.3. Metodología Tercer Objetivo: Diseñar el pique en base a parámetros técnicos y a la funcionalidad que tendrá en la mina “Reina del Cisne”

Una vez determinado las propiedades físico-mecánicas del segundo objetivo y habiendo realizado el levantamiento topográfico y geológico, se determinó las dimensiones del pique a diseñar, esto se lo realizó determinando las secciones a implementar (de acuerdo a los compartimentos del pique), elaborando la malla de perforación y voladura optima, labores auxiliares como ventilación, saneamiento, sostenimiento y estableciendo los elementos del sistema de izaje para la carga y transporte del material.

- **Ubicación del pique**

El pique a diseñar inicia su franqueo de manera descendente en el último nivel de la concesión, el cual está a una profundidad de 69 metros de la galería principal de transporte; finalmente la funcionalidad del pique será para el transporte tanto de material como de insumos necesarios para la explotación de los niveles inferiores por lo que es necesario determinar las dimensiones y demás elementos necesarios para este fin.

El franqueo del pique se determinó que se inicia en la coordenada UTM/PSAD 56/17S: 654744, 9591402, 931; debido a que mediante la proyección de la veta de interés que existe en este nivel hace viable la proyección de más niveles de explotación. De esta manera, una aproximación de lo que será la ubicación del pique se puede observar en la siguiente figura.

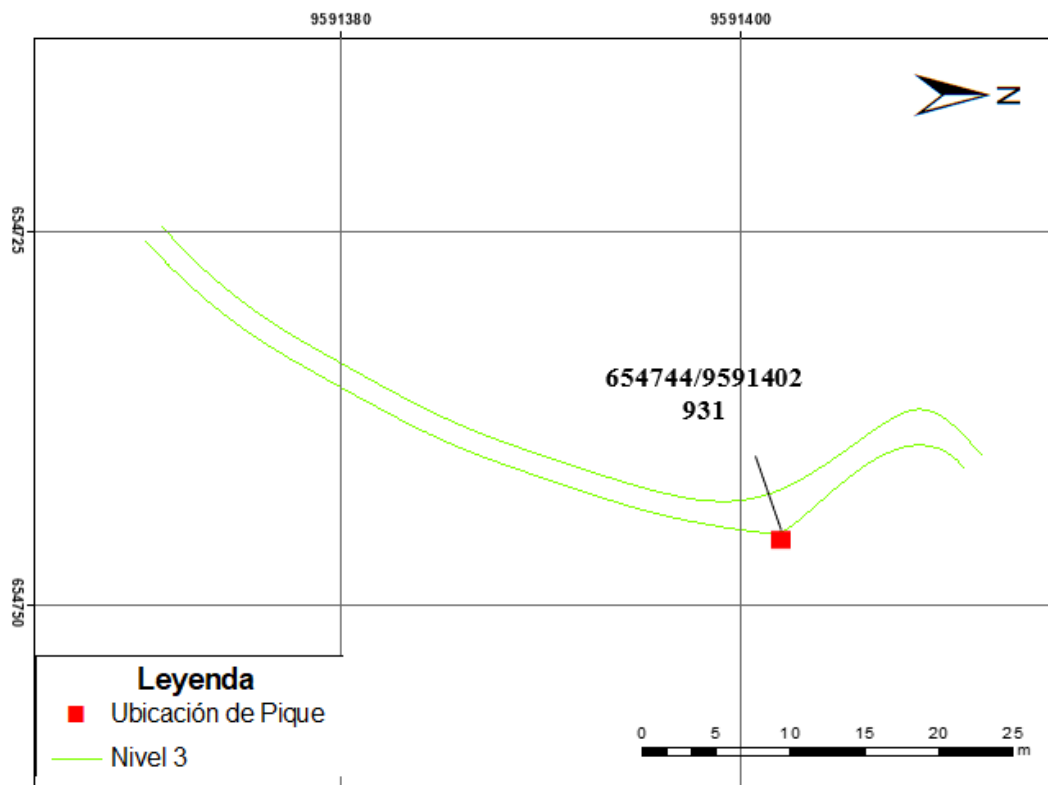


Figura 31: Ubicación del pique

En cuanto al uso que tiene el pique es para el transporte tanto de material, equipos y paso de personal para lo cual es necesario tener compartimiento para implementar el sistema de izaje, acceso de personal y servicios.

Para la sección transversal que tendrá el pique se lo determinó en base a varios factores, como son: duración del pique, calidad del macizo rocoso, dirección de discontinuidades, etc. Además, para determinar la sección optima a implementar se analizó la presión minera horizontal que se calculó en base a la fórmula propuesta por Protodiákonov. (Provotorov, Blanco, & Otaño, 1991)

$$P = \gamma_v * H * tg^2 * \frac{90^\circ - \varphi}{2}, Kg/m^2$$

Donde:

γ_v : Masa volumétrica de la roca, Kg/m³

H: Profundidad de la excavación, m

φ : Angulo de fricción interna de la roca, Grados

Es necesario conocer que equipos serán usados en el franqueo por lo que se realizó un inventario de los equipos existentes en la concesión, este se lo realizó haciendo uso de la siguiente ficha

Tabla 10. Ficha para realizar el inventario de equipos y herramientas

N°	Equipo	Propiedad	Tipo	Marca	Capacidad	Observaciones
----	--------	-----------	------	-------	-----------	---------------

5.7.3.1. Dimensiones del Pique. Para determinar el largo y ancho del pique se usó las siguientes formulas

$$L_p = A + 2a + 3E + m + hv$$

En donde:

L_p : largo total del pique

A: Ancho de balde

a: Guías metálicas

E: Fortificación y travesaños

m: Largo del compartimento de escaleras

hv: Holgura para la instalación de servicios

$$A_p = B + 2L + 2E$$

En donde:

A_p : ancho total del pique

B : largo de balde

L : Holguras a lo ancho de la sección

E : Fortificación y travesaños

5.7.3.2. Secciones del pique. Una vez obtenido el largo y ancho del pique se determinó las secciones luz, sección óptima y sección de voladura (Sosa, 1978).

Sección Luz. Es la sección diseñada en donde no se considera el ancho de fortificación

$$S_{luz} = (A + 2a + 2E + m + hv) * (B + 2L)$$

En donde:

A : Ancho de balde

a : Guías metálicas

E : Fortificación y travesaños

m : Largo del compartimento de escaleras

hv : Holgura para la instalación de servicios

B : Largo del balde

L : Holguras a lo ancho de la sección

- **Determinación del método de excavabilidad del macizo rocoso**

El método de excavación se lo determinó mediante las propiedades del macizo rocoso, por ello Franklin (1971) propone caracterizar al macizo en base a la resistencia a la compresión simple o resistencia bajo carga puntual y al espaciado entre fracturas, mediante este análisis se determinó el método más adecuado para la excavación; para elegir el método se hace mediante la interpolación de los factores antes mencionadas haciendo uso de la siguiente figura la cual presenta cuatro métodos de excavación: Excavación mecánica ligera, ripado, prevoladura y voladura

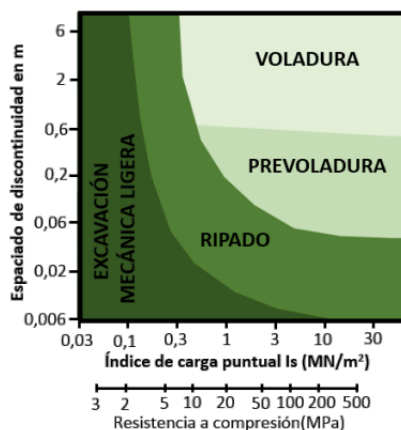


Figura 32. Determinación del método de excavación

Sección de voladura. Una vez realizado la voladura, la sección resultante es irregular, por ello para determinar esta sección se usó la siguiente expresión. (Sosa, 1978)

$$S_{voladura} = (1.05 - 1.20) * S_{Luz}$$

5.7.3.3. Malla de Perforación y Voladura. El franqueo del pique se lo realizó a sección completa, mediante la implementación de cuele que ayuda a la creación de la cara libre, además el diseño de la malla consta de barrenos de contracuele, destroza y periféricos. Los explosivos a usar se consideró las propiedades de la roca y la respectiva valoración del macizo rocoso

Cuele y contracuele. Se debe crear una superficie libre que sea lo suficientemente eficiente para garantizar la salida de los disparos en el frente del pique. (Bermúdez, López, & López, 2003)

$$Bisectriz = 0.7 * B_0$$

$$B_0 = B'_o * \sqrt{NB}$$

Donde;

Bisectriz: distancia de la pared del barreno de alivio hasta la pared del barreno cargado.

B₀: Diámetro barreno central

B'₀: Diámetro del taladro

NB: número de barrenos

La longitud (L) al centro del barreno del siguiente cuadrante se calcula con la siguiente formula:

$$L = \frac{D}{2} + Bisectriz + \frac{B_0}{2}$$

Donde:

B₀: Diámetro del barreno de gran diámetro

D: diámetro de barrenos cargados

Para determinar la sección de cada cuadrante (B₁) se lo hace mediante la siguiente fórmula:

$$B_1 = \frac{L}{\cos 45^\circ}$$

Para el cálculo de las siguientes secciones se deberá reemplazar el valor anterior de B₀ por un nuevo valor de B.

Barrenos de destroza. El espaciamiento para barrenos de diámetro entre 32-40 mm varia de 0.35-0.60 m.”. En donde se considera que la piedra en los barrenos de contorno del pique debe cumplir la relación E/Vp=0.8 (Bermúdez, López, & López, 2003)

Para el cálculo de la piedra y espaciamiento se ha considerado las expresiones del texto:

- El valor de la piedra se obtiene mediante la siguiente relación empírica:

$$V_{destroza} = 15 * D$$

- En base a la piedra calculada, el espaciamiento es igual a:

$$E_{destroza} = 1.1 * V_{destroza}$$

Los valores calculados se deben redefinir para el área correspondiente a los barrenos de destroza, de esta manera el número de barrenos en el hastial A es igual:

$$N_A = \frac{Largo}{V_{destroza}}$$

$$E_A = \frac{Largo}{N_A - 1}$$

En el hastial B el número de barrenos y el espaciamiento se lo calcula de la misma manera que los calculados en el hastial A

Barrenos periféricos. Estos barrenos son los últimos en ser disparados, su propósito es que, mediante la utilización de la técnica de recorte delimitar mejor la forma de la excavación y reducir agrietamientos en el contorno del pique. (Bermúdez, López, & López, 2003)

- El ángulo de emboquillado es de 10°, y la distancia hacia el borde de la sección es determinado en 100 mm en cada extremo.

Número de barrenos en el hastial A:

$$N_{hA} = \frac{Lha}{Et}$$

Espacio practico para los barrenos

$$E_{pA} = \frac{Lha}{N_{hA}}$$

Donde;

N_{hA}: número de barrenos en el hastial A

Lha: longitud del hastial A descontando los 100 mm en cada extremo

Et: Espaciamiento teórico

E_{pA}: espaciamiento practico para los barrenos de contorno en el hastial A

Para el hastial B se realiza el mismo procedimiento de cálculo del hastial A

Una vez que se determinó el número de barrenos necesarios para la voladura se realizó la distribución de los mismos los cuales fueron representados mediante un plano haciendo uso del software AutoCAD 2021.

Con el diseño del pasaporte de perforación y voladura se determinará el número de taladros, tipo y cantidad de sustancia explosiva a utilizar, equipos y herramientas para la perforación, el tiempo de perforación y voladura será determinado de la siguiente manera:

Tiempo de carga de sustancia explosiva

$$T_{carga\ SE} = \frac{N * t'}{no}$$

Donde:

N: Número de barrenos

t': Tiempo de carga de un barreno (2-3 min)

No: Número de trabajadores destinados a esta actividad

Tiempo de perforación

$$T_p = \frac{N * lb}{Vp * np}$$

Donde:

N: Número de barrenos

Lb: longitud de barreno

Vp: velocidad normada de perforación

Np: número de máquinas perforadoras

5.7.3.4. Ventilación. Se propone implementar una ventilación artificial, la cual será determinada en base a la cantidad de gases y polvo a diluir producto de la voladura, así como también la cantidad de personas que se encuentran en el sector.

Caudal de aire necesario para el número de trabajadores

La cantidad necesaria por persona es de 3 m³/min, este valor está establecido en el Reglamento de Salud y Seguridad de Trabajo en el ámbito minero en el capítulo referentes a la ventilación (Art. 88), para determinar el flujo total por número de personas se establece lo siguiente:

$$Q_t = q_t * N_t * K_p$$

Donde

qt: Flujo de aire por persona, m³/min

Nt: Número máximo de personas en el frente de excavación

Kp: grado de peligrosidad de la mina

Caudal requerido por el empleo de sustancia explosiva

Se tiene que diluir los gases producidos por la voladura al momento de la excavación del pique, el cual se calculó de la siguiente manera

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

Donde:

t: Tiempo de dilución de los gases

k: Coeficiente que toma en cuenta la saturación del agua

S_{luz}: Sección luz del pique

b: Volumen de gases por cada Kg de explosivo

L: Longitud del pique

Q_{ce} : cantidad de explosivo detonado por turno

Caudal de aire de acuerdo a la velocidad mínima del aire

La velocidad mínima es de 15 m/min, este valor está establecido en el Art. 90, del Reglamento de Salud y Seguridad de Trabajo en el ámbito minero

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

Caudal de aire por pérdidas de caudal

Se considera pérdidas debido a las pérdidas por fricción de las paredes de la excavación, este caudal se lo calculó de esta manera:

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

Donde

H : Porcentaje de pérdidas (cada 100 m:5%)

L : longitud del pique

En el sector el método de ventilación que existe es de manera natural el cual es necesario para realizar la evacuación del aire contaminado ya sea por los gases de voladura o por presencia de polvo y mantener una temperatura ideal en interior mina.

El diseño del nuevo método de ventilación artificial será mediante un sistema impelente debido a que el aire limpio debe ser impulsado a través de un ducto al frente de explotación del pique con el fin de desplazar el aire viciado hacia el exterior de la mina.

5.7.3.5. Saneamiento. Después de realizar la voladura, es necesario desprender el material suelto que pueda generar algún accidente, para ello se destina una persona que realice el saneamiento de las paredes del pique

5.7.3.6. Carga y transporte. Para esta actividad se determinó que el método óptimo es mediante un sistema de izaje, para ello es necesario conocer la capacidad de carga del balde, volumen real debido al esponjamiento de las rocas y los tiempos empleados para esta actividad.

- El balde de extracción a implementar es de forma rectangular, de material metálico
- El cable de extracción se lo determinó en función de los siguientes parámetros

Peso de balde cargado (SL)

$$SL = \frac{V_{balde} * \rho * k}{K_e}$$

Peso de balde (SW)

$$SW = \frac{5}{8} * SL$$

Donde:

V balde: Volumen del balde

ρ : Peso específico de la roca

Ke: Factor de esponjamiento

- Se debe asignarle un factor de seguridad para determinar la carga total que debe soportar el cable, el cual se lo escogió en la siguiente tabla

Tabla 11. Factor de seguridad para cables de acero

Aplicación	Factor
Tirantes de cable o torones	3 - 4
Cables principales para puentes colgantes	3 – 3.5
Cables de suspensión	3.5 – 4
Cables de tracción en teleféricos	5 – 6
Cable de operación en una grúa almeja	4 – 5
Palas mecánicas-excavadoras	5
Cable de arrastre en minas	4 – 5
Cable de izaje en minas (vertical e inclinado)	7 – 8
Grúas y polipastos industriales	6
Ascensores, elevadores para personal	8 – 17
Ascensores, elevadores para material y equipo	7 – 10
Grúas con crisoles calientes de fundición	8

Nota. Recuperado de EmcoCables (2024)

Una vez determinado el factor de seguridad se usó la siguiente fórmula para determinar el peso total a soportar

$$Fc = Fs * (SL + SW)$$

- Longitud de cable

$$Lc = P + Hsv * Hc$$

Donde:

P: longitud total de pique

Hc: altura para el sistema de volteo

Hsv: Altura-piso exterior del pique

5.7.3.7. Fortificación. Para la fortificación es necesario determinar el tipo de sostenimiento a usar (con pernos, malla electrosoldada, hormigón lanzado), esto se lo realizó mediante la evaluación del macizo rocoso determinado en el segundo objetivo, se estableció el sostenimiento de acuerdo a las recomendaciones del RMR de Bieniawsky y el sistema Q de Barton, eligiendo la alternativa más eficiente y económica a implementar en el pique. Generalmente, el método usado para la fortificación en piques es mediante un sostenimiento

puntual, mediante anclajes sistemáticos en algunos casos es necesario la implementación de gunitado.

5.7.3.8. Costos. Los costos de construcción del pique dependen de diversos factores, de esta manera se realizó el análisis de los costos unitarios de las siguientes actividades:

- Costos por mano de obra
- Costos por materiales e insumos
- Costos de cada actividad del ciclo de trabajo
- Costo horario de maquinaria y equipos
- Costo por metro de avance

Para realizar el costo unitario de equipos y maquinaria se tuvo en cuenta los siguientes parámetros

Depreciación

$$VAD = \frac{V_D}{V_U}$$

Costo de capital

$$I.M.A = \frac{V_D * (n + 1)}{2n}$$

$$CC = \frac{IMA * i}{2000}$$

Costo de seguro

$$CS = \frac{IMA * S}{2000}$$

Costo total de propiedad

$$CP = VAD + CC + CS$$

Los costos unitarios directos (ciclo de minado) se determinaron de la siguiente manera:

Tabla 12. Costo unitario por mano de obra

Cantidad	Inciden- cia por N° Labores (%)	Personal	Costo por hora (USD/h)	Salario real (USD/h)	Alimentación (USD/h)	Total (USD/h)	Rendimiento (m-per/h)	Costo unitario (USD/m- perf)
----------	---	----------	---------------------------------	----------------------------	-------------------------	------------------	--------------------------	---------------------------------------

Tabla 13. Costo unitario por equipo

Cantidad	Descripción	Marca	Costo por hora (USD/h)	Rendimiento (m-per/h)	Costo unitario (USD/m-perf)
----------	-------------	-------	---------------------------	--------------------------	--------------------------------

Tabla 14. Costo unitario por materiales

Unidad	Descripción	Precio unitario (USD/unidad)	Vida útil (m- perf/unidad)	Costo unitario (USD/m-perf)
--------	-------------	---------------------------------	-------------------------------	--------------------------------

Los costos unitarios indirectos fueron determinados tomando en consideración los costos administrativos e imprevistos

Tabla 15. Costos indirectos

Descripción	%	Costo unitario (USD/m-perf)
Administrativos		
Imprevistos		

5.7.3.9. Plan de manejo ambiental. A fin de asegurar que la construcción del pique se realice cumpliendo con parámetros ambientales, se elaboró el plan de manejo ambiental con base a los impactos ambientales que pueden ocurrir en los medios: abiótico, biótico y social

En la identificación de impactos ambientales, se empleó una matriz causa-efecto de Leopold (1971), en donde se presenta en las columnas las actividades del proyecto y en las filas los componentes y subcomponentes ambientales.

Factores ambientales	Actividades del Proyecto					Afectaciones		Agregado del impacto
	Diseño	Construcción	Operación	Afectaciones	Agregado del impacto	+	-	
	A1	A2	A3	A4	A5			
F1						0	0	0
F2						0	0	0
F3						0	0	0
F4						0	0	0
F5						0	0	0
Afectaciones	+	0	0	0	0	0	0	0
	-	0	0	0	0	0	0	0
Agregado del impacto		0	0	0	0	0	0	0

Figura 33: Matriz de Leopold para evaluación de impactos ambientales

Nota: Elaborado por el autor (2024)

En esta matriz los impactos sean positivos o negativos se identificaron con una diagonal, cada casilla indica la magnitud (M) valorada entre 1 – 10 y la Extensión (E) valorada entre 1 - 10. Los valores son precedidos con los signos “+” o “-” según corresponda. La escala esta ponderada de esta manera: 1 a 3= baja, 4 a 6 =media y 7 a 10=alta. (Espinosa, 2019)

Impacto ambiental positivo: es el que considera como positivo por parte de la comunidad técnica y científica como por la población en general

Impacto ambiental negativo: es aquel cuyo efecto se traduce en pérdida de valor naturalístico, estético-cultural, paisajístico o en aumento de los perjuicios derivados de la contaminación

5.7.3.10. Plan de seguridad. Este plan fue estructurado de acuerdo a la identificación de riesgos que se puedan presentarse al momento de la construcción del pique, con ello se propone las medidas de seguridad correspondientes con el fin de garantizar que los trabajadores tengan seguridad en su lugar de trabajo. (ISOTools, 2023)

Para este plan de seguridad se elaboró la siguiente tabla

Tabla 16. Plan de seguridad

Plan de Seguridad						
Lugar de aplicación:						
Responsable:						
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia

Nota. Recuperado de (Espinosa, 2019)

En esta tabla se identificó aspectos como la salud y seguridad ocupacional, accidentes laborales, entre otros. Además, se implementó un plan de señaléticas y el uso adecuado de los equipos de protección personal.

5.7.3.11. Plan de cierre. Este plan contempla las medidas que se debe seguir una vez finalizado las actividades de explotación en la concesión, para ello se usó la siguiente tabla

Tabla 17. Plan de cierre y abandono

Plan de Cierre						
Lugar de aplicación:						
Responsable:						
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia

Nota. Recuperado de (Espinosa, 2019)

En esta tabla se identificó el aspecto ambiental (aire, suelo, agua, paisaje) en el cual se genere algún impacto, con el fin de proponer las medidas necesarias para mitigar las afecciones que se puedan originar, estableciendo tiempos para su implementación.

Planificación de actividades

A fin de establecer los tiempos en que se demora franquear un pique de una longitud de 25 metros es necesario enlistar las actividades las cuales se otorgara una fecha de inicio y fin para ello se usó el programa Project de Microsoft el cual permite el desarrollo y gestión de tareas con fin de dar seguimiento al progreso del proyecto. Con esto se define:

- Duración de tareas y relaciones
- Coordinar carga de trabajo
- Flujo de actividades
- Asignación de recursos

6. Resultados



6.1. Resultado del Primer Objetivo

“Caracterizar la geología y geomecánica del macizo rocoso en la mina “Reina del Cisne”

6.1.1 Topografía superficial de la concesión minera “Reina del Cisne”

La concesión minera “Reina del Cisne código 390460” está conformada por 2 ha mineras, presentando una topografía irregular con cotas que varían desde 998 – 1070 m.s.n.m. Siendo la cota más baja al Sureste y la cota más alta al Noreste de la concesión minera. En la concesión se observa el campamento, el mismo que cuenta con áreas donde se ubican el compresor, zona de descarga del mineral, polvorín y habitaciones.

Tabla 18. Infraestructura que existe en la concesión minera

Infraestructura identificada	Descripción	Imagen referencial
Campamento	Esta área cuenta con dormitorio, cocina, baño que son usados por el personal de trabajo Área: 386.87 m ² Coordenada UTM/PSAD56/17S: 654509/9590858; 985 m.s.n.m.	
Área de compresor	En esta área se encuentra el compresor usado para el funcionamiento de la perforadora Área: 11 m ² Coordenada UTM/PSAD56/17S: 654518; 9590861; 978 m.s.n.m.	

<p>Área de descarga de material</p>	<p>Se encuentra tolvas de almacenamiento del material que sale de mina Área: 36.6 m² Coordenada UTM/PSAD56/17S: 654515; 9590849; 980 m.s.n.m.</p>	
<p>Polvorín</p>	<p>En esta área se almacena los explosivos usados para la voladura Área: 11.91 m² Coordenada UTM/PSAD56/17S: 654518; 9590833; 986 m.s.n.m.</p>	
<p>Área de combustibles</p>	<p>Se almacena el combustible (Diesel) usado para el funcionamiento de los equipos mineros Área: 10 m² Coordenada UTM/PSAD56/17S: 654510, 9590863; 980 m.s.n.m.</p>	

Con esta información, se obtuvo el mapa topográfico a escala 1: 800 (Anexo 9) en donde se aprecia la ubicación del campamento, de la boca mina, y las curvas de nivel, además, se realizó dos perfiles topográficos los cuales se explican más adelante.

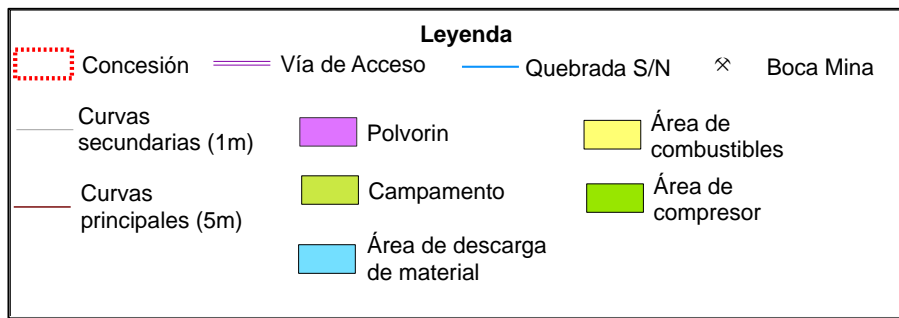
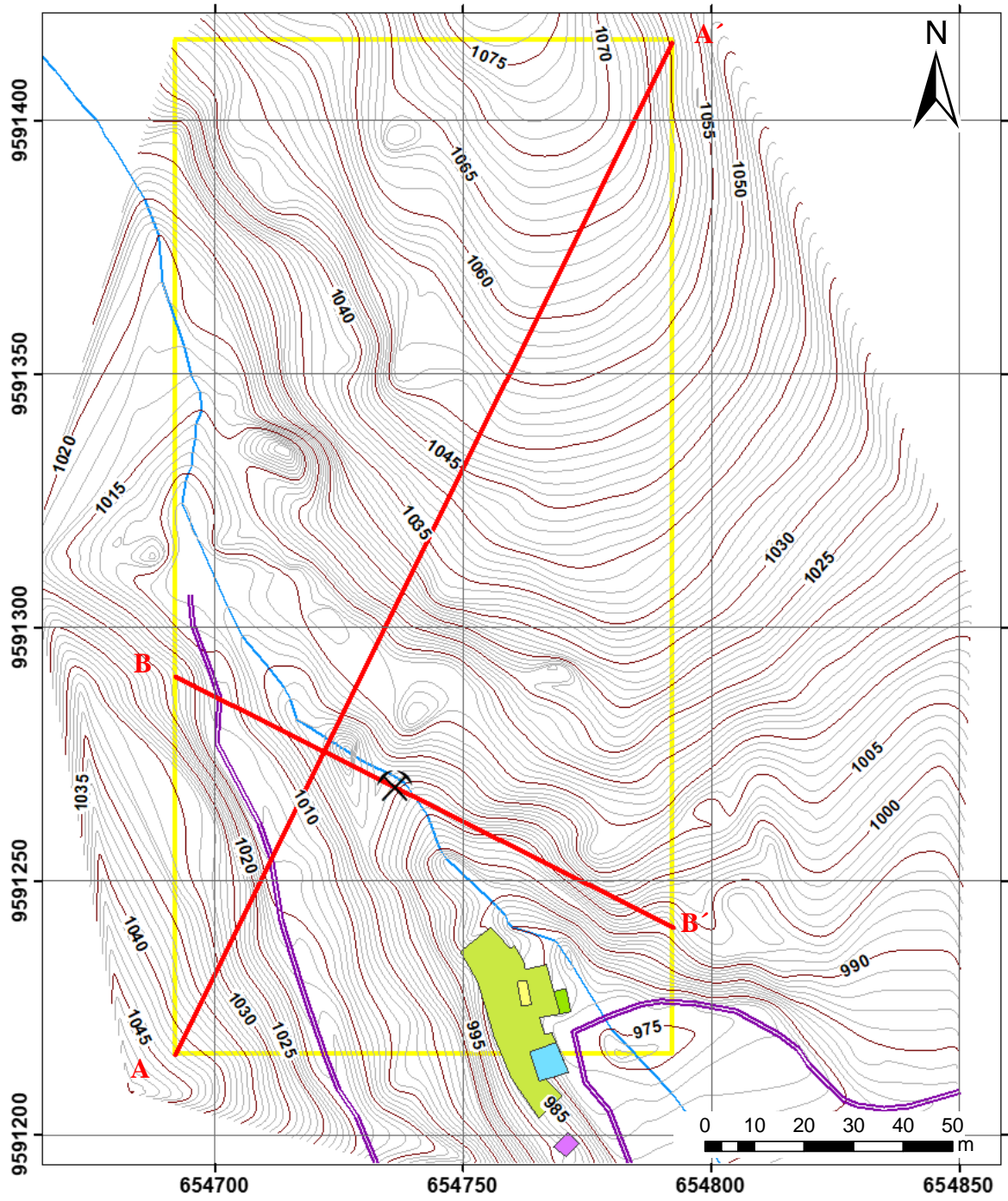


Figura 34: Mapa topográfico de la concesión minera “Reina del Cisne”

El perfil topográfico A-A' está en sentido SW-NE con una distancia de aproximadamente 240 metros, en donde se evidencia que la diferencia de cotas es de 72 m (1070 – 998 m.s.n.m). En esta sección se presenta infraestructura correspondiente a la vía de acceso a la concesión la cual presenta un ancho de 6 m, el terreno presenta pendientes muy inclinadas (48%) la cual se calculó con la clasificación de Demek (1972) descrita a continuación:

$$\alpha = \frac{\text{Diferencia de altura}}{\text{Distancia horizontal}} * 100 = \frac{1070 - 998 \text{ m}}{240 \text{ m}} * 100 = 30\%$$

Para determinar esta pendiente en grados se realizó de la siguiente manera:

$$\alpha = \text{Tan}^{-1} \frac{\text{Diferencia de altura}}{\text{Distancia horizontal}} = \text{Tan}^{-1} \frac{1070 - 998 \text{ m}}{240 \text{ m}} = 25.64^\circ$$

Con el resultado obtenido se identifica que existe pendientes muy inclinadas debido a que se encuentra entre los rangos de $> 15^\circ - 35^\circ$ y 26.8% - 70%.

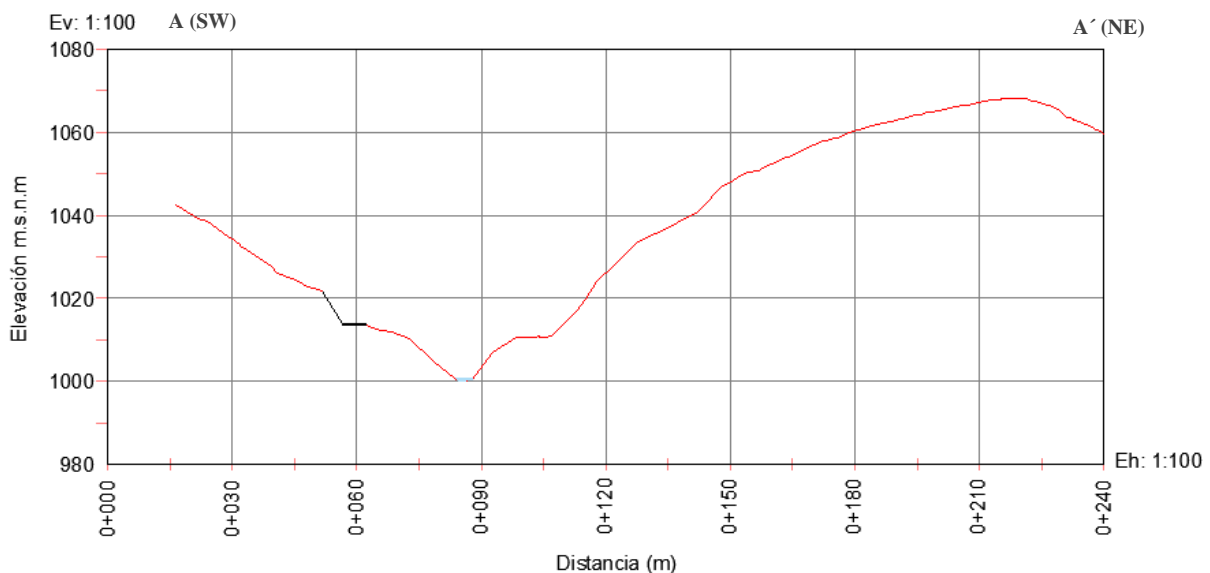


Figura 35: Perfil topográfico A – A'

El segundo corte topográfico B-B' está orientado en sentido NW-SE tiene una longitud de 112 m, presenta una diferencia de cotas de 28 m (1018 – 990 m.s.n.m). En este corte se presenta dos infraestructuras: vía de acceso a la concesión la cual presenta un ancho de 4 m y la boca mina la cual está a una altura de 1000 m.s.n.m. El perfil topográfico es muy irregular el cual presenta pendiente fuertemente inclinada (25%) la cual se calculó con la clasificación de Demek (1972) descrita a continuación:

$$\alpha = \frac{\text{Diferencia de altura}}{\text{Distancia horizontal}} * 100 = \frac{1018 - 990 \text{ m}}{112 \text{ m}} * 100 = 25\%$$

Para determinar esta pendiente en grados se realizó de la siguiente manera:

$$\alpha = \text{Tan}^{-1} \frac{\text{Diferencia de altura}}{\text{Distancia horizontal}} = \text{Tan}^{-1} \frac{1018 - 990 \text{ m}}{112 \text{ m}} = 14.03^\circ$$

Con el resultado obtenido se identifica que existe pendientes fuertemente inclinadas debido a que se encuentra entre los rangos de $> 5^\circ - 15^\circ$ y $8.7\% - 26.8\%$.

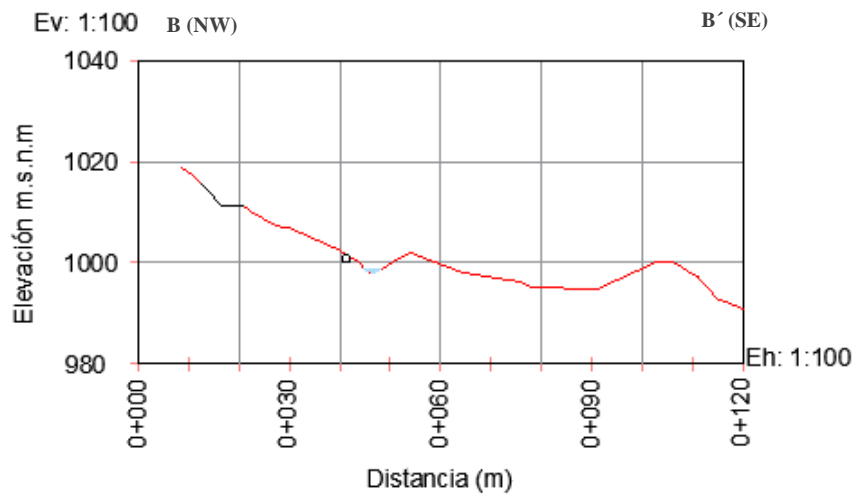


Figura 36: Perfil topográfico B - B´

6.1.2 Topografía subterránea

En la concesión minera “Reina del Cisne código 390460” presenta tres niveles de explotación, en donde la galería de acceso cuenta con una dirección Noroeste con altura promedio de 2 m y un ancho de 1.40 m; en el segundo nivel tiene dimensiones promedio de 1.4 m de ancho y 1.8 m de alto, con dirección Noreste; y por último el tercer nivel presenta dimensiones promedio de 1.5 m de ancho y 2.5 m de alto, con dirección Noreste. La coordenada de acceso (Boca mina) se ilustra a continuación:

Tabla 19. Coordenada de ubicación de la galería de acceso de la concesión minera “Reina del Cisne código 390460”

Concesión minera Reina del Cisne código 390460			
Coordenada Boca mina	X	Y	Z
UTM/PSAD56/17S	654736	9591268	1000

Para corregir los datos levantados en campo se usó las fórmulas expresadas en la metodología, estos datos se encuentran expresados en la tabla 20

Tabla 20. Datos del levantamiento subterráneo

Universidad Nacional de Loja												
Ficha de levantamiento topográfico subterráneo												
Proyecto:		Diseño de un pique en la mina "Reina del Cisne", código 390460, ubicada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro										
Responsable:		Cristian Israel Curimilma Guaman										
Est.	Ángulo Azimutal (0-360°)	Distancia Inclínada (m)	Ángulo de Inclínación (°)	Ancho (m)	Altura (m)	Distancia Real (m)	Distancia vertical (m)	Ángulo vertical	Coordenadas UTM/PSAD 56/17 S			
									X	Y	Z	
PP 1	330	21.04	+ 14	1.4	1.8	20.42	5.09	0.249	654746	9591250	987	
1 2	304	8.89	- 1	1.4	1.8	8.89	0.16	0.017	654736	9591268	1000	
2 3	332	15.8	- 1	1.2	1.8	15.80	0.28	0.017	654729	9591274	999	
3 4	340	24.9	+ 1	1.4	1.8	24.90	0.43	0.017	654722	9591288	998	
4 5	350	16.88	+ 1	1.4	1.8	16.88	0.29	0.017	654717	9591299	998	
5 6	008	17.08	- 2	1.4	1.8	17.07	0.60	0.035	654713	9591311	999	
6 7	350	12.09	+ 1	1.4	1.8	12.09	0.21	0.017	654710	9591328	999	
7 8	346	5.76	+ 1	1.4	1.8	5.76	0.10	0.017	654713	9591345	997	
8 9	230	6.03	+ 1	1	1.8	6.03	0.11	0.017	654710	9591357	997	
9 10	060	7.08	- 50	1	1.8	4.55	5.42	1.192	654709	9591362	997	
10 11	050	7.01	- 50	1	1.8	4.51	5.37	1.192	654705	9591358	997	
11 12	228	4.51	- 45	1.4	1.8	3.19	3.19	1.000	654700	9591354	997	
12 13	050	8.82	- 40	1.4	1.8	6.76	5.67	0.839	654709	9591361	989	
13 14	042	10.25	- 20	1.4	1.8	9.63	3.51	0.364	654713	9591364	983	
14 15	027	3.88	- 10	1.4	1.8	3.82	0.67	0.176	654720	9591370	979	
15 16	353	5.32	- 3	1.4	1.8	5.31	0.28	0.052	654727	9591378	973	
16 17	055	6.94	- 3	1.4	1.8	6.93	0.36	0.052	654729	9591381	969	
17 18	050	9.6	- 2	1.4	1.8	9.59	0.34	0.035	654728	9591386	968	
18 19	045	5.54	- 3	1.4	1.8	5.53	0.29	0.052	654734	9591390	967	
19 20	040	10.19	- 5	1.3	1.8	10.15	0.89	0.087	654741	9591397	966	
20 21	023	6.27	- 45	1.4	1.8	4.43	4.43	1.000	654751	9591408	965	
21 22	210	9.74	- 35	1.4	1.8	7.98	5.59	0.700	654751	9591408	958	
22 23	200	4.77	- 45	1	1.8	3.37	3.37	1.000	654750	9591404	952	
23 24	030	6.84	- 50	1	1.8	4.40	5.24	1.192	654744	9591398	948	
24 25	200	4.15	- 2	1.7	1.8	4.15	0.14	0.035	654741	9591392	943	
25 26	220	5.85	- 2	1.4	1.8	5.85	0.20	0.035	654739	9591385	942	
26 27	230	8.49	- 2	1.4	1.8	8.48	0.30	0.035	654739	9591380	940	
27 28	200	13.94	- 2	1.4	1.8	13.93	0.49	0.035	654740	9591375	938	
28 29	175	10.29	+ 2	1.5	1.8	10.28	0.36	0.035	654741	9591384	936	
29 30		4.94	- 90	1.4	1.8	0.00	4.94	4.940	654743	9591394	936	
30 31	010	10	- 2	1.4	1.8	9.99	0.35	0.035	654743	9591394	931	
31 32	013	8.62	- 3	1.4	2.5	8.61	0.45	0.052	654745	9591402	931	
32 33	315	12.66	- 3	1.4	2.5	12.64	0.66	0.052	654741	9591407	931	
33 34	053	5.56	- 2	1.4	2.5	5.56	0.19	0.035	654736	9591411	930	
34 35	190	13.12	- 1	1.4	2.5	13.12	0.23	0.017	654740	9591415	930	
35 36	211	16.45	- 2	1.4	2.5	16.44	0.57	0.035	654739	9591382	929	
36 37	230	6.49	- 2	1.4	2.5	6.49	0.23	0.035	654734	9591375	927	
37 38	200	5	- 1	1.4	2.5	5.00	0.09	0.017	654730	9591367	926	
38	240	3	- 1	1.4	2.5	3.00	0.05	0.017	654725	9591363	924	

Con estos datos se elaboró el mapa topográfico subterráneo a escala 1: 700 (Anexo 10), en donde se observa la planimetría de las galerías y un modelo 3D del levantamiento realizado.

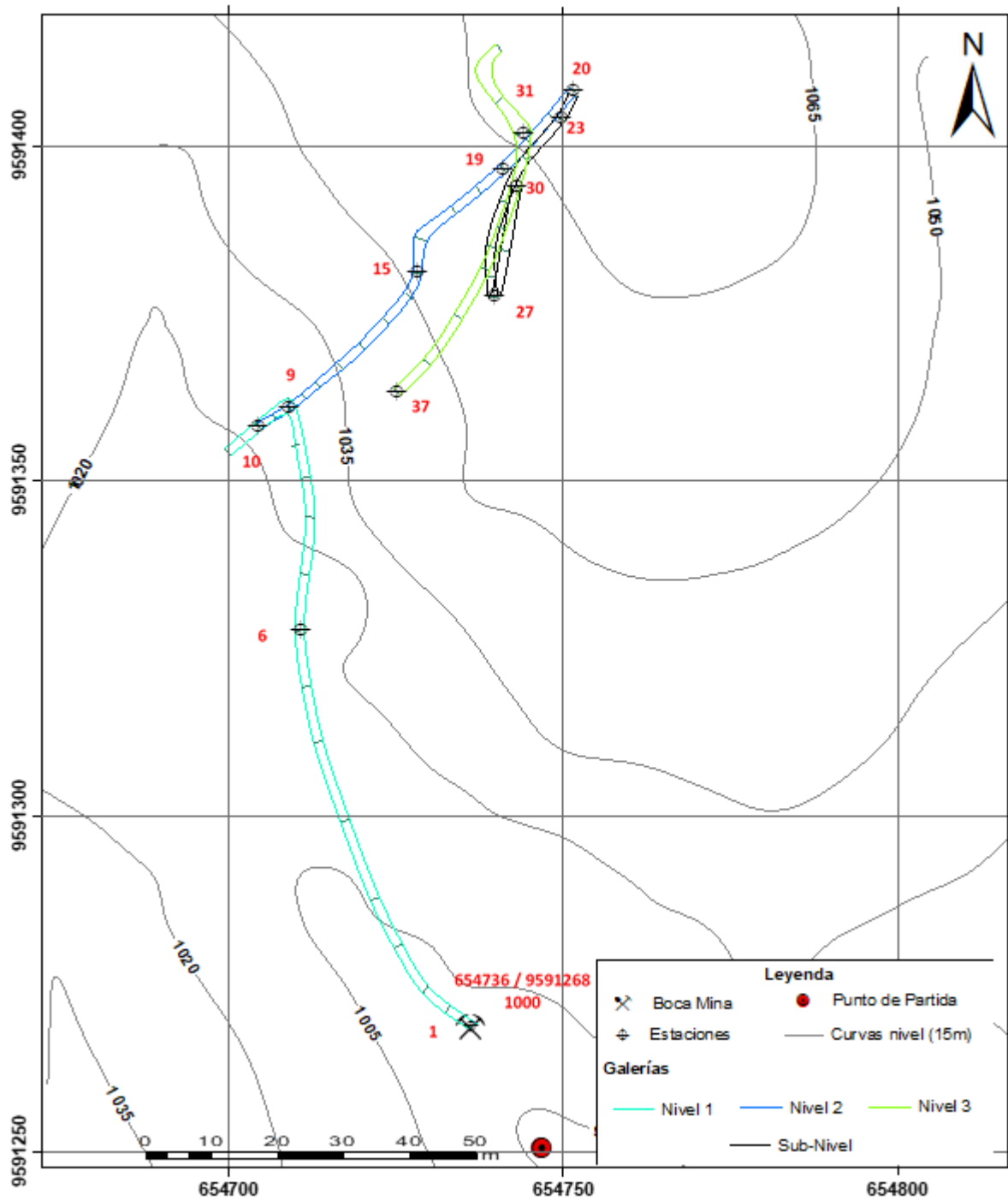


Figura 37: Topografía subterránea de la concesión minera “Reina del Cisne”

6.1.3. Geología local

Geología local superficial. La concesión minera “Reina del Cisne” se encuentra sobre rocas volcánicas perteneciente a la unidad Portovelo (oligoceno), esta se encuentra conformada por lavas basalto-andesíticas, tobas andesíticas muy meteorizadas y tobas dacíticas, lo cual se constató en el mapeo de afloramientos descritos mediante fichas técnicas (Anexo 11)

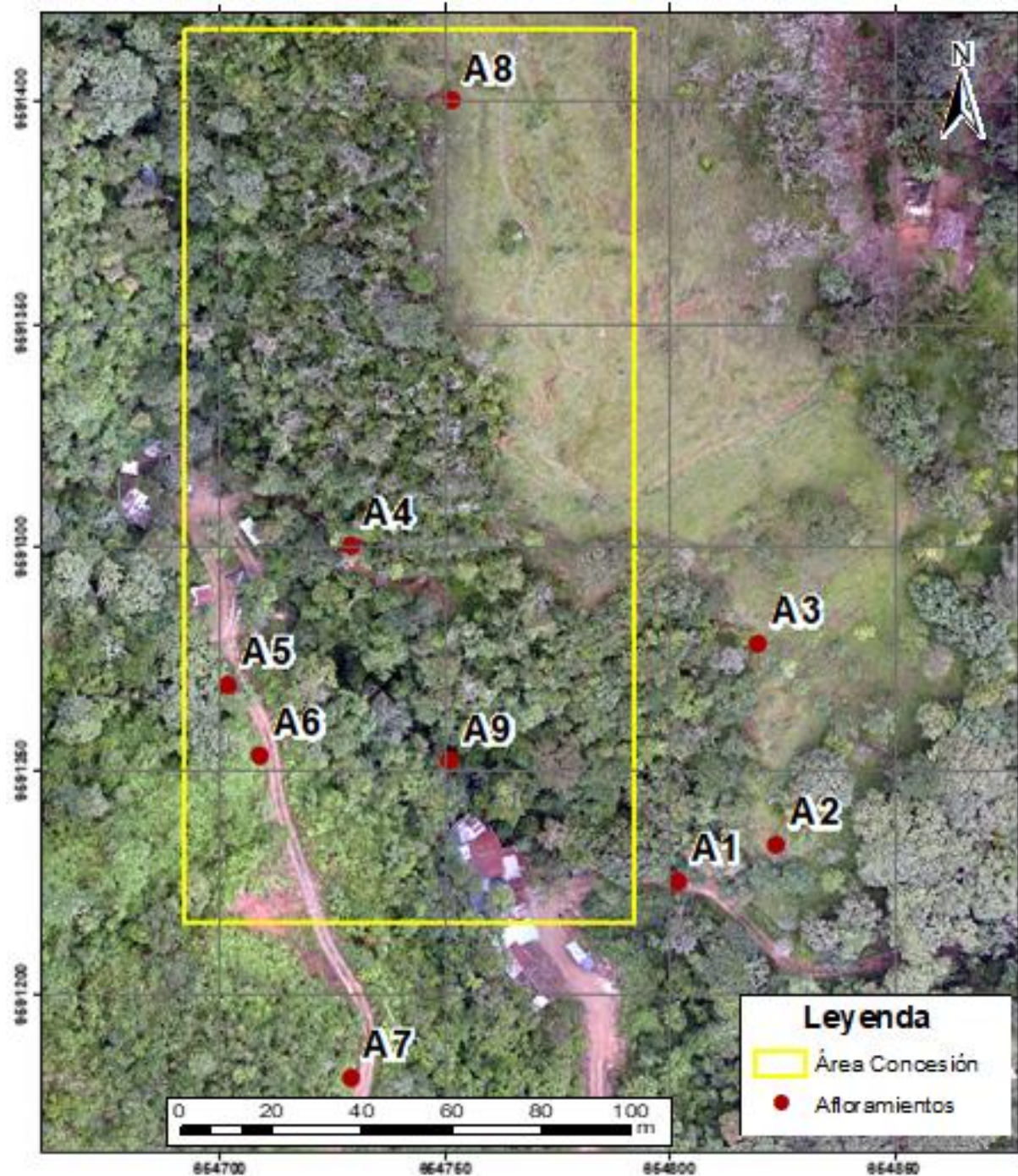


Figura 38: Ubicación de afloramientos en la concesión minera “Reina del Cisne”

Las litologías presentes en la concesión se describen a continuación:

Tobas andesíticas: esta litología se puede observar en la mayor parte del área de estudio, en los afloramientos A1, A2, A4, A5, A6 y A7, de acuerdo al análisis del afloramiento este se encuentra muy meteorizado; es importante destacar que en el afloramiento número 1 y 4 tiene presencia de óxidos de hierro, sulfuros (pirita) y vetillas de cuarzo de espesor de 0.5 cm



Figura 39: Tobas andesíticas

Saprolito de roca volcánica: en el área de estudio se ha identificado afloramientos de este tipo, corresponde a rocas volcánicas que aun contiene estructuras de la roca original, este se puede observar en el afloramiento 5.



Figura 40: Afloramiento de saprolito de rocas volcánicas

Suelos residuales. En la concesión minera existe afloramientos de este tipo (afloramiento 3 y 8), los cuales son producto de la desintegración de la roca preexistente la cual dio lugar a la formación de suelos limo arcilloso, la coloración que presenta son pardo rojizas.



Figura 41: Afloramiento de suelo residual

Depósito aluvial: Se puede observar en el afloramiento 9, se origina por la circulación de la quebrada dentro de la concesión lo que provoca la disgregación y erosión de roca preexistente, presenta clastos entre 3 - 10 cm.



Figura 42: Afloramiento de depósito aluvial

Contactos: el sector de estudio está constituido principalmente por rocas volcánico sedimentarias (tobas), las cuales se presentan a lo largo de la vía de acceso a la concesión estas rocas presentan mayor área que los suelos residuales ubicadas al Nor-Este de la concesión, entre estas dos litologías se evidencio un contacto definido el cual presenta una dirección de 260° y un buzamiento de 75° NW, de la misma manera en la parte SE de la concesión se presenta depósitos aluviales cuyos contactos fueron inferidos



Figura 43. Contacto de tobas andesíticas y suelo residual

A continuación, se presenta las litologías encontradas y el área de ocupan en la concesión minera “Reina del Cisne”, el cual se puede observar en el mapa realizado a una escala 1: 800 (Anexo 12)

Tabla 21. Litologías encontradas en la concesión “Reina del Cisne”

N°	Litología	Hectáreas (Ha)
1	Tobas andesíticas	1.063
2	Suelo residual	0.9
3	Depósito aluvial	0.037

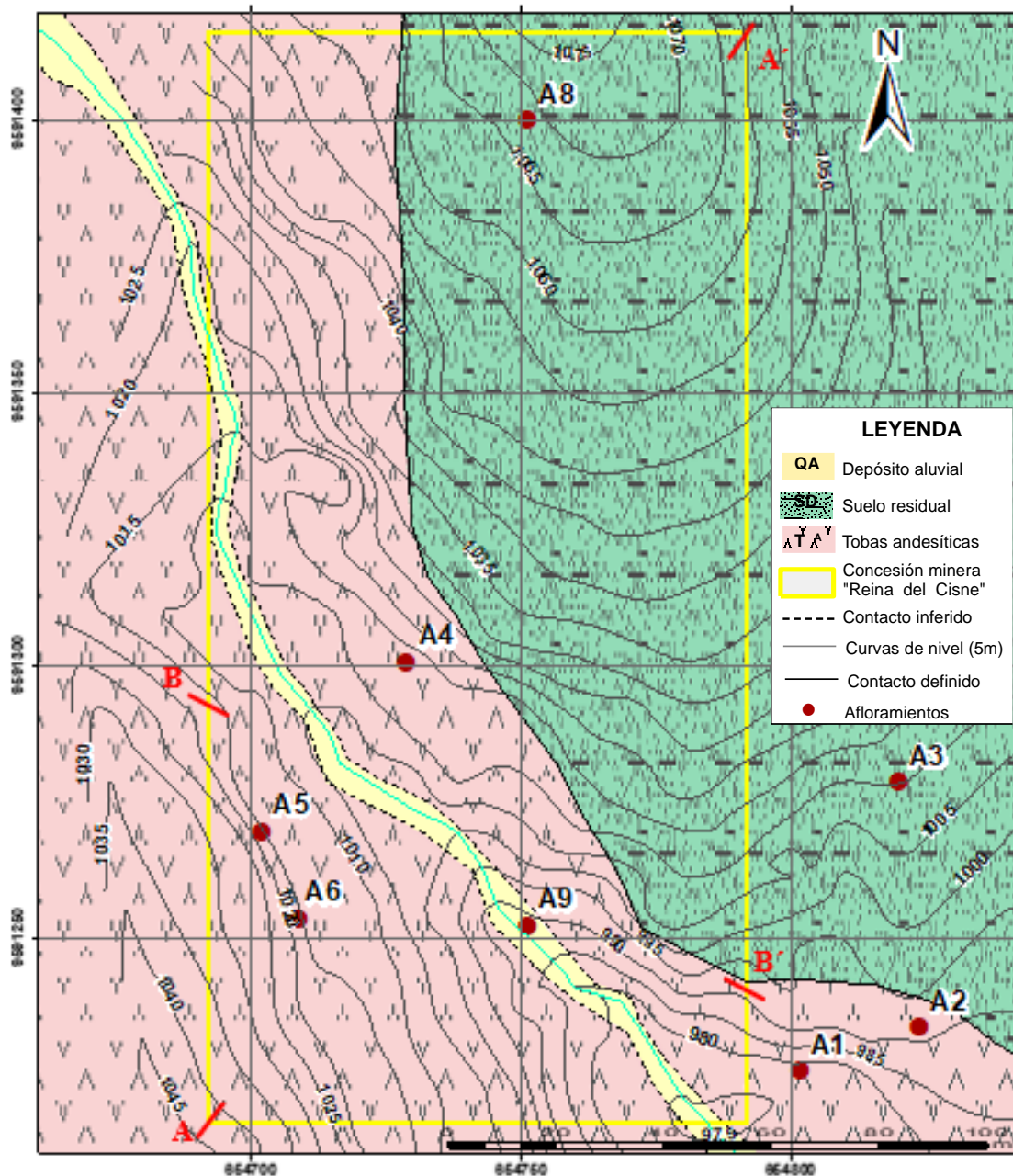


Figura 44: Mapa geológico local de la concesión “Reina del Cisne”

De esta manera el área de estudio está conformada principalmente por rocas volcánico sedimentarias pertenecientes a la unidad Portovelo, según el análisis realizado en laboratorio se constató que se trata de tobas andesíticas, estas ocupan alrededor de 1 ha en la concesión “Reina del Cisne”.

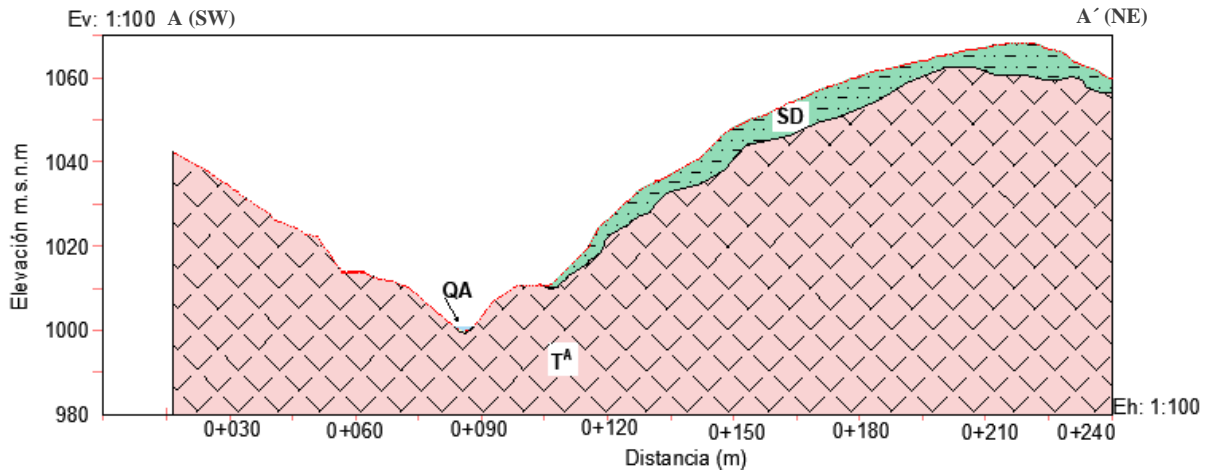


Figura 45: Corte Geológico A - A´

Como se puede observar, en el corte geológico los suelos residuales y depósitos aluviales se encuentran sobreyaciendo las tobas andesíticas, las cuales se presentan en mayor parte en la concesión “Reina del Cisne”.

Geología local subterránea. En las galerías existentes de la concesión, específicamente en el tercer nivel se determinó la presencia de rocas andesíticas. Además, se identificó la presencia de roca tipo brecha.

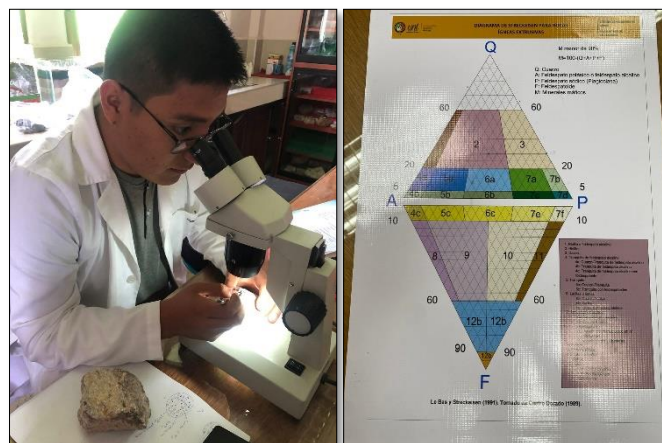


Figura 46: Identificación de rocas en el laboratorio

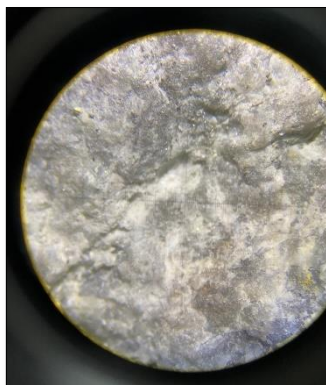
Con ello se elaboró el mapa a una escala 1: 250 (Anexo 13), en donde se encontró Andesitas, Brechas y Andesitas Basálticas, los cuales se describen a continuación:

Andesita: esta roca se presenta en el tramo 0 + 012.24, presenta una coloración gris con textura afanítica (grano fino), los minerales que predominan son cuarzo, feldespato, plagioclasa; y contiene minerales secundarios como la pirita y anfíbol.

Tabla 22. Descripción macroscópica de la muestra de roca

Ficha de descripción macroscópica de muestra de roca	
Responsable	Cristian Curimilma
Código de muestra	M001/M-UNL
Tipo de roca	Ígnea-Extrusiva
Textura	Afanítica
Tonalidad	Gris
Minerales principales	Cuarzo (7%), feldespato (10%), plagioclasa (35%)
Minerales secundarios	Pirita (3%), Anfíbol (8%)
Nombre de la roca	Andesita
Observaciones	La roca presenta vetillas de cuarzo, con presencia de óxidos de hierro (hematita)

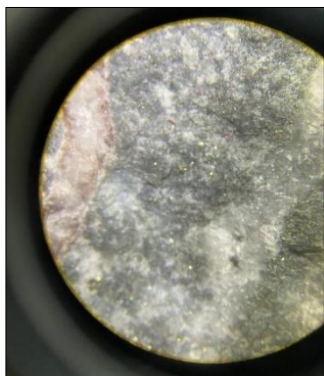
Fotografía



Ficha de descripción macroscópica de muestra de roca	
Responsable	Cristian Curimilma
Código de muestra	M003/M-UNL
Tipo de roca	Ígnea-Extrusiva
Textura	Afanítica
Tonalidad	Gris
Minerales principales	Cuarzo (10%), feldespato (10%), plagioclasa (40%)
Minerales secundarios	Pirita (5%), Anfíbol (12%)

Nombre de la roca	Andesita
Observaciones	La roca presenta vetillas de cuarzo, con presencia de óxidos de hierro (hematita)

Fotografía

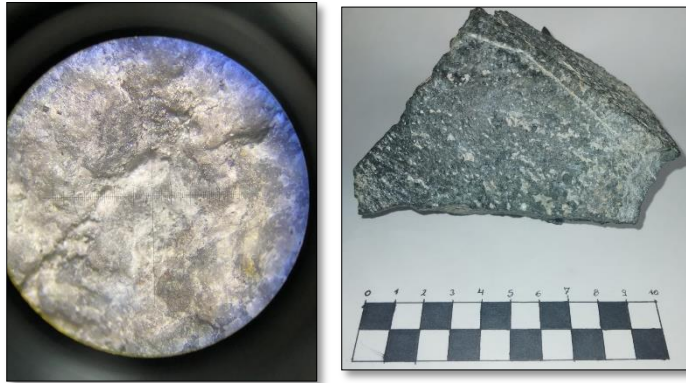


Andesita basáltica. Esta roca se presenta en el tramo 0+038.44 – 0+057.44 m como roca de composición básica, presenta coloración gris oscura, su tamaño de grano es fino por lo que su textura corresponde a la afanítica.

Tabla 23. Descripción macroscópica de la muestra de roca

Ficha de descripción macroscópica de muestra de roca	
Responsable	Cristian Curimilma
Código de muestra	M007/M-UNL
Tipo de roca	Ígnea-Extrusiva
Textura	Afanítica
Tonalidad	Gris oscuro
Minerales principales	Cuarzo (5%), feldespato (15%), plagioclasa (37%)
Minerales secundarios	Pirita (3%), Anfíbol (20%)
Nombre de la roca	Andesita basáltica
Observaciones	La roca presenta vetillas de cuarzo, no tiene grado de alteración apreciable.

Fotografía

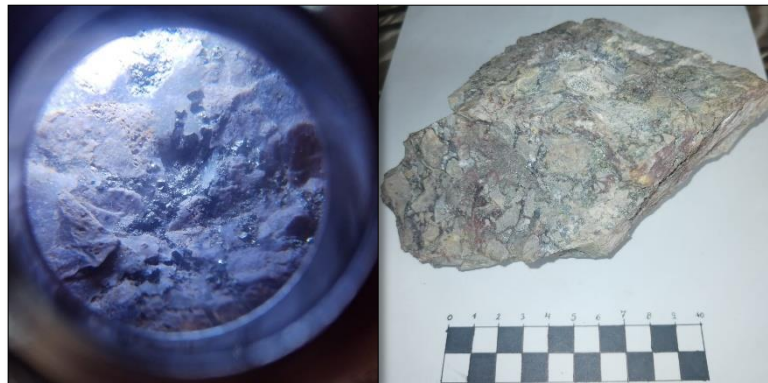


Brecha: Esta roca se encuentra en el tramo 0+029.15 – 0+038.44 m, su origen es debido por la trituración y posterior compactación en una zona de falla, presenta clastos angulares de aproximadamente 2 a 5 mm.

Tabla 24. Descripción macroscópica de la muestra de roca

Ficha de descripción macroscópica de muestra de roca	
Responsable	Cristian Curimilma
Código de muestra	M0010/M-UNL
Tipo de roca	Ígnea
Textura	Clástica (grano grueso)
Tonalidad	Clastos de color café claro y matriz color gris
Minerales principales	Cuarzo (20%), feldespato (40%)
Minerales secundarios	Pirita (8%)
Nombre de la roca	Brecha
Observaciones	La roca presenta clastos de tamaño entre 2 – 5 mm, unidas con un cementante de cuarzo.

Fotografía



Mineralización: En la concesión minera se evidenció una mineralización tipo epitermal, es decir, se formó a partir de fluidos hidrotermales, lo que causo la formación de la veta la cual tiene un azimut de 050° y buzamiento de 55° SE, la misma presenta una potencia de 10 cm. Mediante la proyección de esta veta se determinó que la profundidad requerida para cortar la veta mediante pique es de 25 m.



Figura 47: Mineralización en la concesión minera "Reina del Cisne"

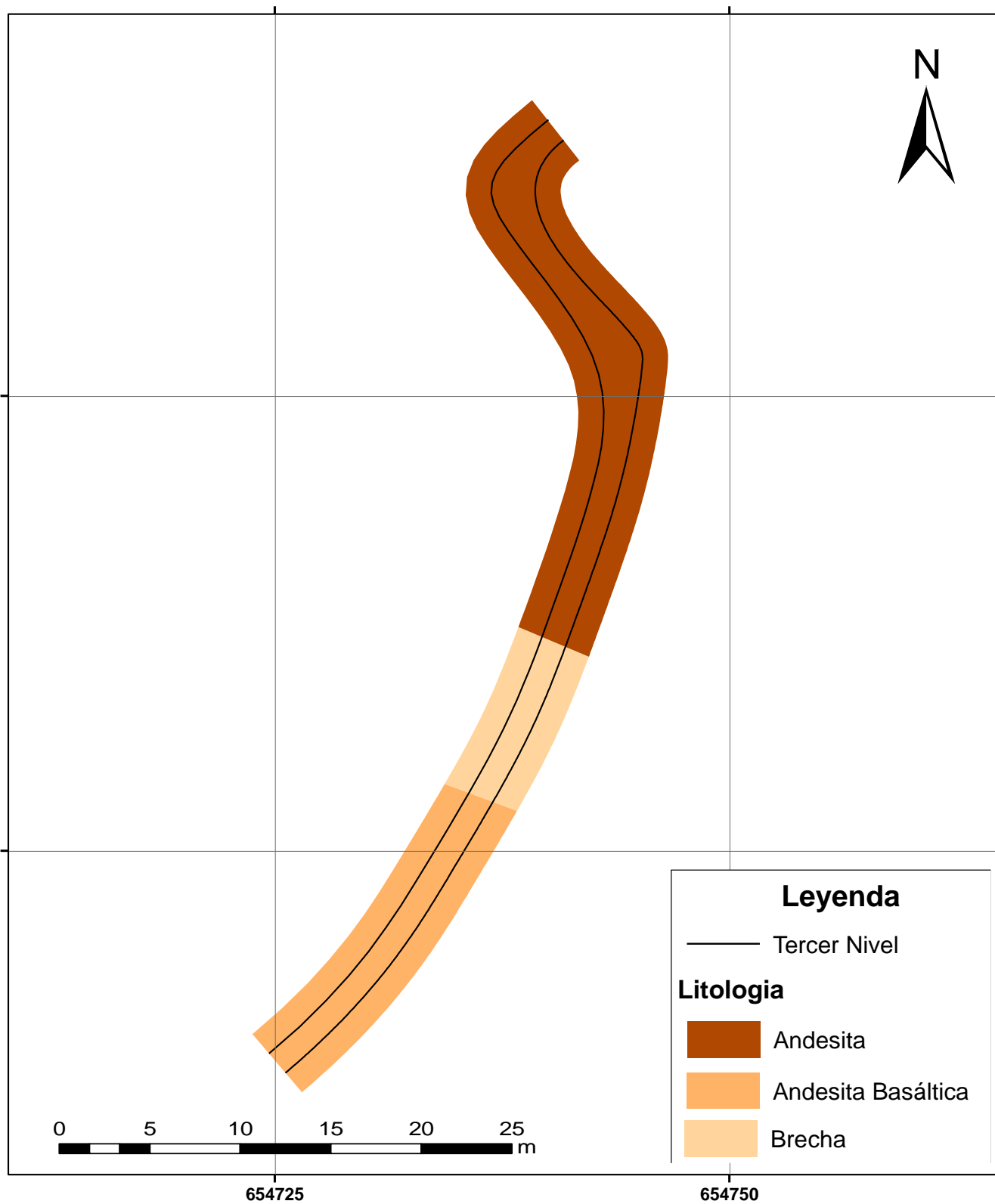


Figura 48: Mapa geológico local subterráneo de la concesión “Reina del Cisne”

Levantamiento geológico estructural: El levantamiento geológico estructural del tercer nivel se lo efectuó tomando datos estructurales de las diaclasas y vetas separado en 5 sectores, los datos obtenidos se presentan en la siguiente tabla:

Tabla 25. Datos estructurales de la galería (Nivel 3)

Galería Tercer Nivel				
N°	Azimut	Buzamiento	Estructura	Sección
1	050°	55° SE	Veta	Frente de explotación
2	310°	80° NE	Diaclasa	Hastial derecho
3	284°	75° NE	Diaclasa	Hastial derecho
4	294°	60° NE	Diaclasa	Hastial izquierdo
5	277°	70° NE	Diaclasa	Hastial izquierdo
6	210°	78° NW	Diaclasa	Hastial derecho
7	080°	75° SE	Diaclasa	Hastial derecho
8	058°	43° SE	Diaclasa	Hastial izquierdo
9	045°	40° SE	Diaclasa	Hastial izquierdo
10	190°	26° NW	Diaclasa	Hastial derecho
11	210°	60° NW	Diaclasa	Hastial izquierdo
12	242°	75° NW	Diaclasa	Hastial derecho
13	208°	68° NW	Diaclasa	Hastial derecho
14	239°	65° NW	Diaclasa	Hastial izquierdo
15	193°	60° NW	Diaclasa	Hastial izquierdo
16	259°	55° NW	Diaclasa	Hastial derecho
17	222°	40° NW	Diaclasa	Hastial derecho
18	256°	26° NW	Diaclasa	Hastial derecho
19	020°	37° SE	Diaclasa	Techo
20	100°	36° SW	Diaclasa	Hastial derecho
21	266°	62° NW	Diaclasa	Hastial derecho
22	285°	55° NE	Diaclasa	Hastial izquierdo
23	258°	68° NW	Diaclasa	Hastial derecho
24	282°	80° NE	Diaclasa	Hastial derecho
25	280°	58° NE	Diaclasa	Hastial derecho
26	305°	70° NE	Diaclasa	Hastial derecho

27	285°	76° NE	Diaclasa	Hastial izquierdo
28	305°	81° NE	Diaclasa	Hastial izquierdo
29	321°	75° NE	Diaclasa	Hastial derecho
30	270°	20° N	Diaclasa	Hastial derecho
31	274°	40° NE	Diaclasa	Hastial izquierdo
32	200°	85° SE	Diaclasa	Hastial izquierdo
33	280°	80° SE	Diaclasa	Techo
34	280°	75° NE	Diaclasa	Hastial izquierdo
35	270°	70° N	Diaclasa	Hastial Izquierdo

6.1.4. Levantamiento Geo mecánico

El levantamiento geomecánico se lo realizó en el tercer nivel de la mina “Reina del Cisne”, dividiendo este nivel en 5 tramos para su caracterización; en primer lugar se hizo el conteo de las grietas que presenta el macizo rocoso mediante el método de ventanas el cual ayuda para determinar el RQD, para estimar este valor se suma las grietas en los ejes X, Y para posteriormente multiplicarlo por un factor de 1.15 si las grietas son horizontales y 1.5 si las grietas son verticales, este análisis se observa en el anexo N° 14, en donde se obtuvo el siguiente resultado:

Tabla 26. Determinación del RQD

N° Ventana	Eje X	Eje Y	Grietas/m ²	Constante K	Jv	RQD
1	4	3	7	1.5	10.5	80.35 %
2	6	4	10	1.5	15	65.5 %
3	8	3	11	1.5	16.5	60.55 %
4	5	3	8	1.5	12	75.4 %
5	7	2	9	1.15	10.35	80.8 %
Promedio						72.52 %

Dado los resultados se puede determinar que el macizo rocoso en el nivel número 3, presenta una calidad regular debido a que presenta un RQD promedio de 72.52 %.

Seguidamente, se determinó el valor de la resistencia a la compresión simple mediante los rebotes del martillo de Smith o esclerómetro, por lo que tenemos los siguientes valores:

Tabla 27. Resistencia a la compresión simple con esclerómetro.

Valores de los rebotes del esclerómetro									
30	50	20	40	40	20	48	60	50	44
Valores de los cinco rebotes más altos									
60		50		50		48		44	
Promedio						50.4			

Los valores obtenidos se lo realizaron con el
 Corrección por orientación del esclerómetro en posición horizontal (0°) por lo
 esclerómetro que al valor obtenido se le resta 2.2, lo que da
 como resultado 48.2

$$Log(UCS) = 0.00088 * \gamma * HR + 1.01$$

Cálculo de la resistencia a la compresión simple

$$Log(UCS) = 0.00088 * 26.7 \frac{KN}{m^3} * 48.2 + 1.01$$

$$UCS = 138.6 MPa$$

Como se puede observar en la tabla 27, el valor de la resistencia a la compresión simple es de 138.6 MPa, para dictaminar un valor más real debido a las variaciones que tiene este método se usó la gráfica logarítmica como se puede observar en la figura 47:

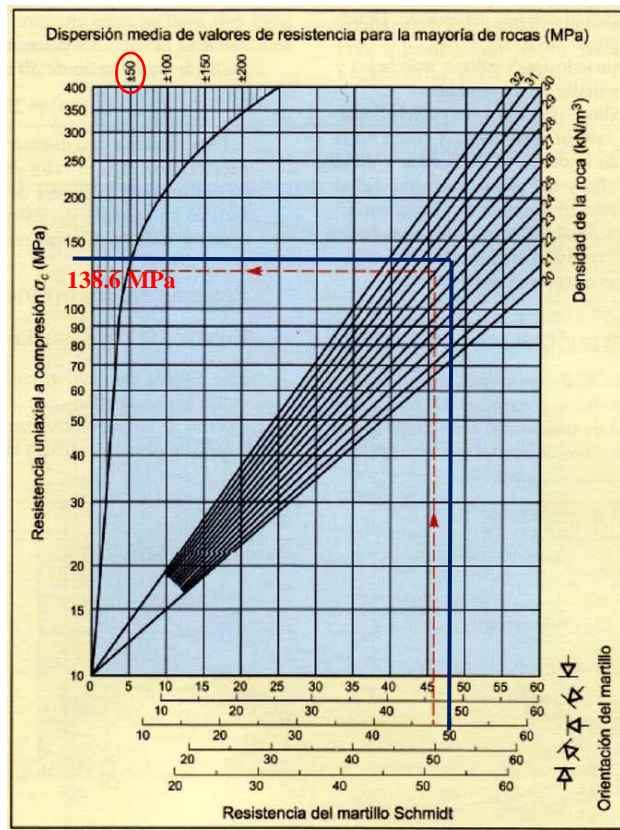


Figura 49: Grafica para determinar RCS

De esta manera, el valor calculado tiene una variación de ± 50 , obteniendo un valor entre 88.6 a 188.6 MPa para resistencia a la compresión simple, es por ello que para tener un valor más aproximado se realizó este ensayo haciendo uso de la prensa hidráulica, el cual se describe en el resultado del segundo objetivo.

Una vez obtenido este valor se realizó la clasificación geomecánica con el sistema RMR de Bieniawsky y el sistema Q de Barton, esta valoración se encuentra en el Anexo N° 15 y 16, los resultados obtenidos fueron los siguientes:

Tabla 28. Valoración con el sistema RMR de Bieniawsky

Tramo de la galería	RMR	Clasificación
0+000 – 0+012.24	72	Calidad Buena (61-80)
0+012.24 – 0+021.15	68	Calidad Buena (61-80)
0+021.15 – 0+029.15	57	Calidad Media (41-60)
0+029.15 – 0+038.44	61	Calidad Buena (61-80)
0+038.44 – 0+057.44	60	Calidad Media (41-60)
Promedio	63.6	Calidad Buena (61-80)

Nota. Elaborado por el autor (2024)

Tabla 29. Valoración con el sistema Q de Barton

Tramo de la galería	RMR	Clasificación
0+000 – 0+012.24	8.035	Calidad Media (10-40)
0+012.24 – 0+021.15	13.1	Calidad Buena (4-10)
0+021.15 – 0+029.15	4.03	Calidad Media (10-40)
0+029.15 – 0+038.44	11.31	Calidad Buena (4-10)
0+038.44 – 0+057.44	8.08	Calidad Media (10-40)
Promedio	8.911	Calidad Buena (61-80)

Con esta información se elaboró el mapa geológico estructural y el mapa geomecánico a escala 1: 250, el cual se puede observar en el anexo 17

6.2. Resultados del Segundo Objetivo

“Determinar las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso en la mina “Reina del Cisne”

6.2.1. Propiedades físicas

Peso específico aparente. Las muestras analizadas presentan valores que varían entre 2.58 a 2.80 gr/cm³, en la siguiente tabla se ilustra los resultados obtenidos

Tabla 30. Resultados peso específico aparente

Número	Peso muestra (gr)	Peso Seco (gr)	Peso saturado (gr)	Peso Sumergido (gr)	Resultado (gr/cm ³)
M002	101.24	100.7	101.84	63.47	2.62
M003	90.22	89.52	90.64	57.6	2.71
M005	163.31	162.08	165.17	104.38	2.67
M007	139.78	139.18	140.11	87.54	2.65
M004	162.92	160.72	163.73	101.54	2.58
M009	127.05	125.86	127.53	82.52	2.80
Promedio					2.67

Con la tabla anterior, se observa el resultado de las 6 muestras ensayadas en donde se escogió un valor promedio de 2.67 gr/cm³, para el posterior diseño del pique.

Peso específico real. Las muestras analizadas presentan valores que varían entre 2.70 a 2.93 gr/cm³, en la siguiente tabla se ilustra los resultados obtenidos

Tabla 31. Resultados peso específico real

Número	Peso muestra pulverizada (gr)	Peso Picnómetro vacío (gr)	Peso picnómetro y agua (gr)	Peso picnómetro agua y muestra (gr)	Resultado (gr/cm ³)
M002	30	47.98	147.55	166.56	2.73
M003	30	47.98	147.55	166.84	2.80
M005	30	47.98	147.55	167.06	2.86
M007	30	47.98	147.55	166.44	2.70
M004	30	47.98	147.55	166.71	2.77
M009	30	47.98	147.55	167.3	2.93
Promedio					2.79

Al ensayar las muestras, observamos un ligero aumento de los valores comparado con los del peso específico real, en donde se usa el valor promedio de 2.79 gr/cm³ para el diseño del pique

Porosidad. Esta propiedad se obtuvo a partir de los resultados de los pesos específicos y de los pesos seco, saturado y sumergido; estos valores varían entre 1.77 a 5.08 %

Tabla 32. Resultados de la porosidad

Número	Peso específico aparente (gr/cm ³)	Peso específico Real (gr/cm ³)	Porosidad (%)	Porosidad eficaz (%)
M002	2.62	2.73	3.86	2.97
M003	2.71	2.80	3.27	3.39
M005	3.30	3.48	5.14	5.08
M007	2.65	2.70	1.95	1.77
M004	2.58	2.77	6.62	4.84
M009	2.80	2.93	4.46	3.71
Promedio			3.62	

De igual manera, el peso promedio que se usó para el diseño del pique es de 3.62 % de porosidad

Contenido de Humedad. La cantidad de agua que contiene las muestras de roca varían entre 0.43 a 1.69 %, los resultados se ilustran a continuación

Tabla 33. Resultados del contenido de humedad

Número	Peso muestra (gr)	Peso Seco (gr)	Resultado (%)
M002	101.24	100.7	0.54
M003	90.22	89.52	0.78
M005	163.31	162.08	1.09
M007	139.78	139.18	0.43
M004	162.92	160.72	1.37
M009	127.05	125.86	1.69
Promedio			0.98

El valor promedio para esta propiedad es de 0.98 %, esto es importante considerarlo para la posterior elección de los elementos de voladura.

Coefficiente de esponjamiento. Los volúmenes del material in situ y extraído son los siguientes:

Tabla 34. Resultados del coeficiente de esponjamiento

Volumen in Situ (V_m)	Volumen Extraído (V_o)
$V_m = 2\text{ m} \times 1.4\text{ m} \times 1.20\text{ m}$ $V_m = 3.36\text{ m}^3$	Por cada turno de trabajo se extrae un volumen aproximado de 4 m^3 diarios, esto se determinó mediante la medición de un volumen conocido (volquete de capacidad de 8 m^3), el cual no se llena a su capacidad completa sino solamente la mitad.

Con estos valores se aplica la siguiente formula:

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

$$K = \frac{4\text{ m}^3}{3.36\text{ m}^3}$$

$$K = 1.19$$

El coeficiente de esponjamiento del material es de 1.19

6.2.2. Propiedades Mecánicas

Resistencia a la compresión simple. En la tabla se puede observar los resultados obtenidos una vez sometidas a compresión los cubos de roca de 5 cm; la muestra número cuatro es la que presenta resistencia más baja debido a que fue obtenida en zona de fracturamiento del macizo rocoso, las demás muestras presentan resistencia entre 33.57 a 91.92 MPa.

Tabla 35. Resultados de la resistencia a la compresión simple

Número	Peso cubo (gr)	Esfuerzo (KN)	RCS (MPa)
M002	320.29	129.1	56.08
M003	312.4	238.1	85.77
M005	375.77	247.3	100.53
M007	335.54	202.2	91.92
M004	300.23	119.6	45.73
M009	352.79	218	87.91
Promedio			78

En este caso no se consideró un valor promedio, debido a que se escoge el valor de 85.77 MPa de la muestra M003, ya que es en donde se desea implementar el pique, con fin de dar un valor real de la resistencia del macizo rocoso.



Figura 50: Ensayo de RCS (Antes y después)

6.3. Resultados del Tercer Objetivo

“Diseñar el pique en base a parámetros técnicos y a la funcionalidad que tendrá en la mina
“Reina del Cisne”

El pique tendrá una longitud de 25 m, por lo que la cota inicial es de 931 m.s.n.m y la cota final es de 906 m.s.n.m, este es excavado verticalmente a sección completa. La funcionalidad que tiene el pique es la extracción de mineral (producción diaria de 10 Tn) hacia el nivel 3 para posteriormente ser transportado hacia superficie. La ubicación final del pique se lo observa en el anexo 18.

6.3.1. Elección de la sección transversal del pique

Para la elección de la sección en primer lugar se determina la presión minera, con fin de encontrar la forma más adecuada que resista dichas presiones

$$P = \gamma_v * H * \text{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2}$$

$$P = 2670 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} * 69 \text{ m} * \text{tg}^2 \frac{90^\circ - 40^\circ}{2}$$

$$P = 40059.49 \text{ Kgf/m}^2$$

De acuerdo a la presión minera que existe en el sector la forma óptima para franquear el túnel es de manera rectangular debido a que se adapta a las presiones verticales que existen, además se elige esta forma por la facilidad que presenta para la colocación de elementos necesarios en el sostenimiento.

6.3.2. Dimensiones del Pique

Para dimensionar el pique es necesario conocer que equipos serán usados para la elaboración y funcionamiento del mismo, por lo que se tiene el siguiente inventario

Tabla 36. Inventario de equipos y herramientas en la concesión “Reina del Cisne”

N°	Equipo	Propiedad	Tipo	Marca	Capacidad	Observaciones
1	Compresor	Propia	Móvil	Ingersoll Rand	185 CFM	Potencia 59 HP
2	Perforadora neumática	Propia	Móvil	YT-27		
3	Barrenos	Propia	Móvil	--	Longitud de 1.20 metros	Brocas de 38 mm de diámetro
4	Winche	Propia	Móvil	--		
5	Balde de Winche	Propia	Móvil	--	0.576 m ³	Dimensiones de 0.8 * 0.8 * 0.9 m
6	Vagoneta Uvg-0.7	Propia	Móvil	--	0.7 m ³	Dimensiones de 1.2 * 0.8 *1.2 m

Para determinar el largo y ancho del pique se usarán las fórmulas descritas en la metodología, por lo que tenemos:

Largo del Pique

$$L_p = A + 2a + 3E + m + hv$$

$$L_p = 0.80 m + 2(0.10m) + 3(0.10m) + 0.55m + 0.25m$$

$$L_p = 2.10 m$$

Ancho del Pique

$$A_p = B + 2L + 2E$$

$$A_p = 0.8 m + 2(0.4 m) + 2(0.10m)$$

$$A_p = 1.8 m$$

Además, el largo y ancho de pique también fueron consideradas de acuerdo a las dimensiones de los equipos y máquinas descritas en el inventario realizado anteriormente.

Una vez determinado las dimensiones del pique, se calcula la sección luz es decir el espacio ocupado por los diferentes elementos del pique sin considerar la fortificación

$$S_{luz} = (A + 2a + E + m + hv) * (B + 2L)$$

$$S_{luz} = (0.80 m + 2(0.10m) + (0.10m) + 0.55 m + 0.25) * (0.8 m + 2(0.4m))$$

$$S_{luz} = (1.9 m) * (1.6 m)$$

$$S_{luz} = 3.5 m^2$$

Después que se determinó la sección luz del pique lo que sigue es determinar la sección de voladura, sin embargo, para justificar este método de excavabilidad se debe realizar una relación con los datos obtenidos en laboratorio (RCS) y en campo (Levantamiento geomecánico)

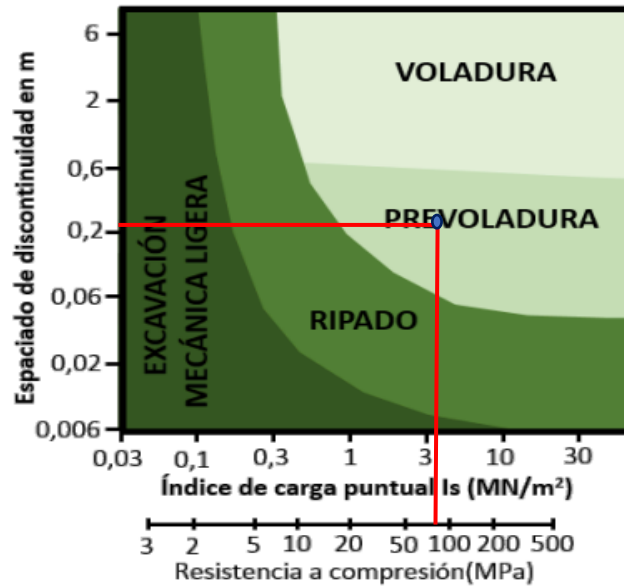


Figura 51: Elección del método de excavabilidad para el macizo rocoso de la concesión "Reina del Cisne"

El método de excavación que se usará es el de voladura, debido a que el macizo rocoso en el punto determinado para el franqueo tiene una resistencia a la compresión simple de 85.77 MPa y el espaciado de las discontinuidades es de 0.3 m.

La sección que queda después de haber realizado la voladura es irregular, por ello se determina la sección resultante

$$S_{voladura} = (1.05 - 1.20) * S_{luz}$$

$$S_{voladura} = (1.05) * 3.5 \text{ m}^2$$

$$S_{voladura} = 3.675 \text{ m}^2$$

Tabla 37. Parámetros de diseño del pique en la concesión "Reina del Cisne"

Parámetro	Especificación	Unidad
Longitud	25	m
Geometría	Rectangular	--
Inclinación	Vertical	90°
Roca a excavar	Andesita	Roca caja
Calidad de roca	Buena	Tipo II
Cota Inicial	931	msnm
Cota Final	906	msnm
Elementos del pique		

Ancho de balde	0.8	m
Largo de balde	0.8	m
Ancho guías metálicas	0.10	m
Holgura al ancho de la sección	0.20	m
Fortificación y travesaños	0.10	m
Holgura para servicios	0.2	m
Escaleras (ancho)	0.55	m

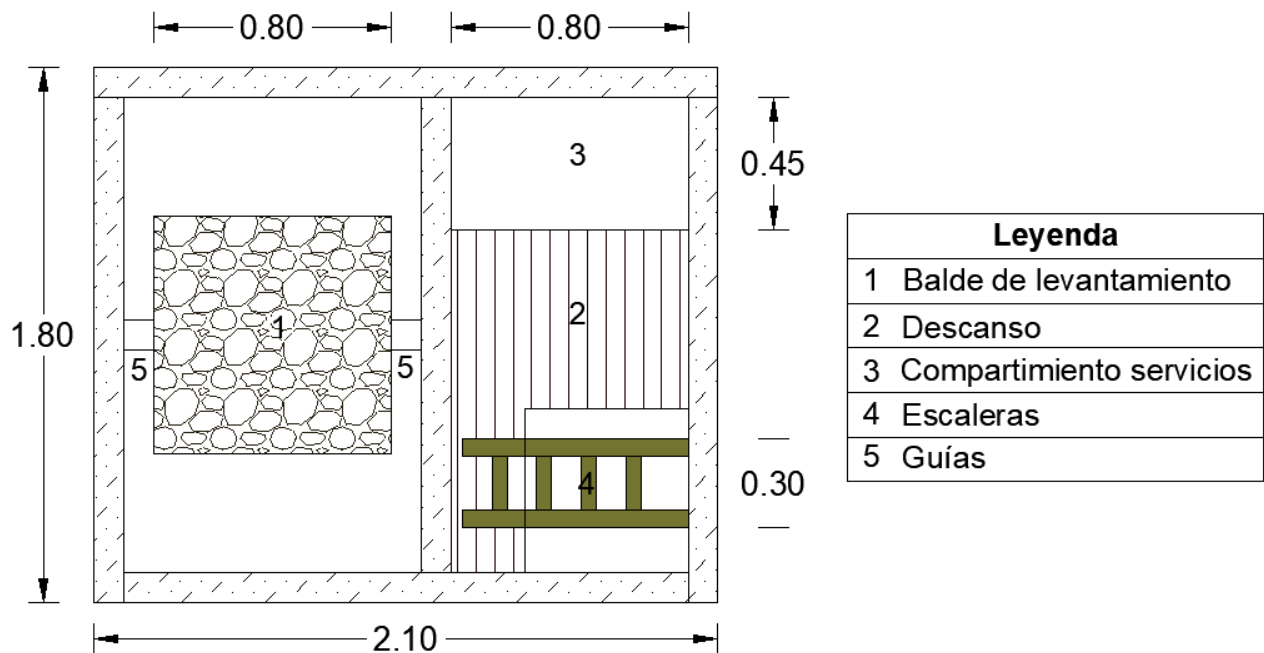


Figura 52. Diseño de pique (Sección transversal)

6.3.3. Malla de Perforación y Voladura

El diseño de la malla de perforación y voladura se realizó de acuerdo a las características del macizo rocoso y a la disponibilidad de equipos e insumos disponibles en la concesión, por lo que tenemos lo siguiente.

6.3.3.1. Cuele y Contracuele. Para la creación de una superficie libre que garantice la salida de los disparos en el frente del pique, se ha considerado implementar 4 barrenos de alivio los cuales cuenta con una broca de diámetro de 38 mm. Con esto se calculará la bisectriz, es decir, la distancia que debe haber entre la pared del barreno de alivio hasta la pared del barreno cargado.

En primer lugar, se calculó el diámetro del barreno central por lo que tenemos:

$$B_0 = B'_0 * \sqrt{NB}$$

$$B_0 = 38 \text{ mm} * \sqrt{4}$$

$$\mathbf{B_0 = 76 \text{ mm}}$$

Por lo tanto, al tener el valor equivalente de un barreno de mayor diámetro, remplazamos este valor con fin de obtener la bisectriz

$$\text{Bisectriz} = 0.7 * B_0$$

$$\text{Bisectriz} = 0.7 * 76 \text{ mm}$$

$$\mathbf{\text{Bisectriz} = 53.2 \text{ mm}}$$

La longitud al centro del barreno del siguiente cuadrante se calcula mediante:

$$L = \frac{D}{2} + \text{Bisectriz} + \frac{B_0}{2}$$

$$L = \frac{38 \text{ mm}}{2} + 53.2 \text{ mm} + \frac{76 \text{ mm}}{2}$$

$$\mathbf{L = 110.2 \text{ mm}}$$

La distancia B₁, se calcula mediante:

$$B_1 = \frac{L}{\cos 45^\circ}$$

$$B_1 = \frac{110.2 \text{ mm}}{\cos 45^\circ}$$

$$\mathbf{B_1 = 155.8 \text{ mm}}$$

Para obtener las dimensiones de las siguientes dos secciones se realiza el mismo procedimiento en donde se debe remplazar el valor anterior de B₀ por el nuevo valor de B₁, estos valores están expresados en la siguiente tabla.

Tabla 38. Secciones de cuele y contracuele

Cuadrante	Bisectriz (mm)	Longitud (mm)	B₁ (mm)
Primero	53.2	110.2	155.8
Segundo	109	205.9	291.2
Tercero	203.8	368.4	520.9

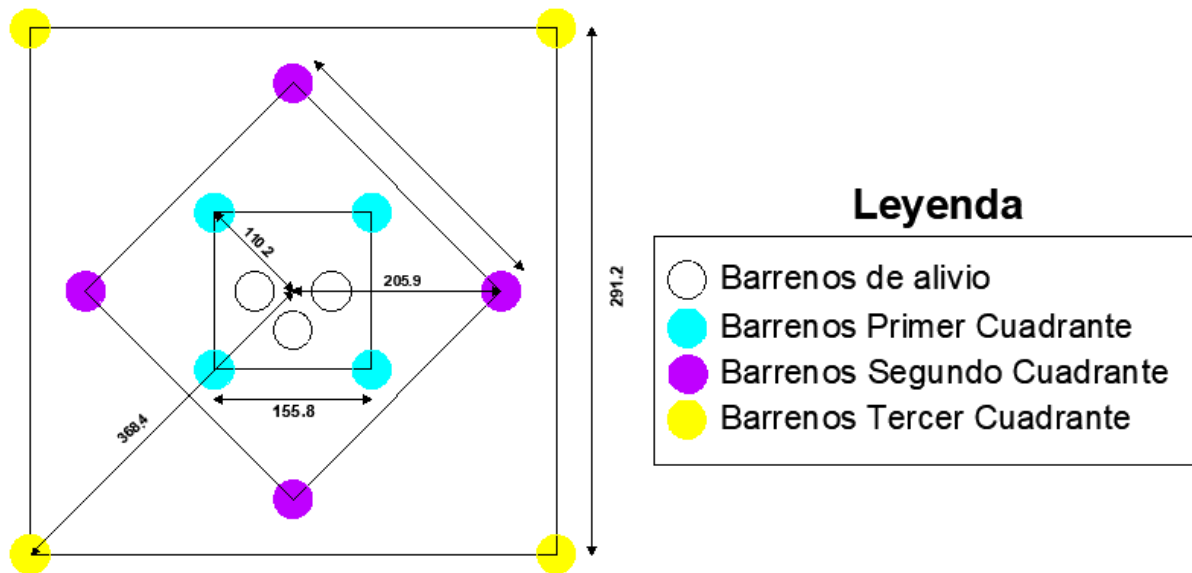


Figura 53. Diseño de barrenos de cuele y contracuele

6.3.3.2. Barrenos de Destroza. Según Gustafsson (1977) el espaciamiento recomendado para barrenos de diámetro entre 32 – 40 mm varía de 0.35 – 0.6 m; para este diseño de considero un espaciamiento de 0.5 m debido a que se cuenta con un barreno de diámetro de 38 mm. Para determinar la piedra en los barrenos de contorno del pique debe cumplir la relación $E/V_p = 0.8$, por lo que al despejar V_p se obtiene un valor de 0.4 m.

El valor de la piedra se obtiene mediante la siguiente fórmula:

$$V_{dtrza} = 15 * D$$

$$V_{dtrza} = 15 * 0.038 \text{ m}$$

$$V_{dtrza} = \mathbf{0.57 \text{ m}}$$

Por lo tanto, el espaciamiento es igual a

$$E_{dtrza} = 1.1 * V_{dtrza}$$

$$E_{dtrza} = 1.1 * 0.57 \text{ m}$$

$$E_{dtrza} = \mathbf{0.63 \text{ m}}$$

Una vez obtenido estos valores se deben redefinir de acuerdo al área destinada a los barrenos de destroza, que posee un ancho de 1.3 m y un largo de 1 m, el cual se obtuvo al restar los 0.40 m a los valores calculados de las dimensiones del pique.

De esta manera, el número de barrenos en el hastial A (1.3m) es igual a:

$$N_A = \frac{\text{Ancho}}{V_{\text{dtrza}}}$$

$$N_A = \frac{1.3 \text{ m}}{0.57 \text{ m}}$$

$$N_A = 2.28 \approx 2 \text{ espacios} = 3 \text{ barrenos}$$

El espaciamiento recalculado para este lado de la sección es igual a:

$$E_A = \frac{\text{Ancho}}{\text{Espacios}}$$

$$E_A = \frac{1.3 \text{ m}}{2}$$

$$E_A = 0.65 \text{ m}$$

El número de barrenos en el hastial B (1m) es igual a:

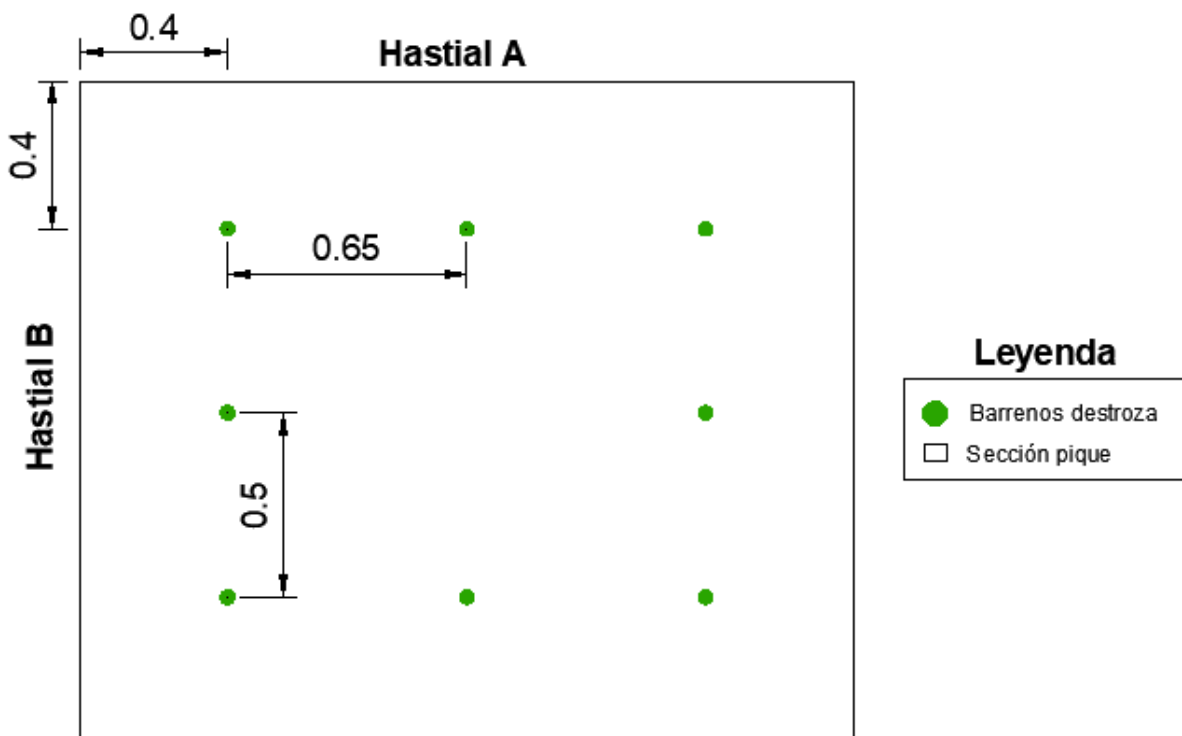
$$N_B = \frac{\text{Largo}}{E_B}$$

$$N_A = \frac{1 \text{ m}}{0.63 \text{ m}}$$

$$N_A = 1.6 \approx 2 \text{ espacios} = 3 \text{ barrenos}$$

El espaciamiento recalculado para este lado de la sección es igual a:

$$E_A = \frac{\text{Largo}}{\text{Espacios}}$$



$$E_A = \frac{1 \text{ m}}{2}$$

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

6.3.3.3. Barrenos Periféricos. Estos serán los últimos en ser disparados, los cuales tienen la función de delimitar la forma de la excavación. De esta manera el ángulo de emboquillado será de 10° y la distancia hacia el borde de la sección será de 100 mm en cada extremo. Para calcular el número de barrenos en el hastial A (1.9 m) tenemos:

$$N_{hA} = \frac{L_{hA}}{E_t}$$

$$N_{hA} = \frac{1.9 \text{ m}}{0.4 \text{ m}}$$

$$N_{hA} = 4.75 \approx 5 \text{ barrenos} = 4 \text{ espacios}$$

El espaciamiento practico para los 5 barrenos calculados se calcula mediante:

$$E_{pA} = \frac{L_{hA}}{N_{hA}}$$

$$E_{pA} = \frac{1.9 \text{ m}}{4}$$

$$E_{pA} = 0.47 \text{ m}$$

El número de barrenos en el hastial B (1.6 m) se determina en:

$$N_{hB} = \frac{L_{hB}}{E_t}$$

$$N_{hB} = \frac{1.6 \text{ m}}{0.4 \text{ m}}$$

$$N_{hB} = 4 \text{ barrenos} = 3 \text{ espacios}$$

El espaciamiento practico para los 4 barrenos calculados es:

$$E_{pB} = \frac{L_{hB}}{N_{hB}}$$

$$E_{pB} = \frac{1.6 \text{ m}}{3}$$

$$E_{pB} = 0.53 \text{ m}$$

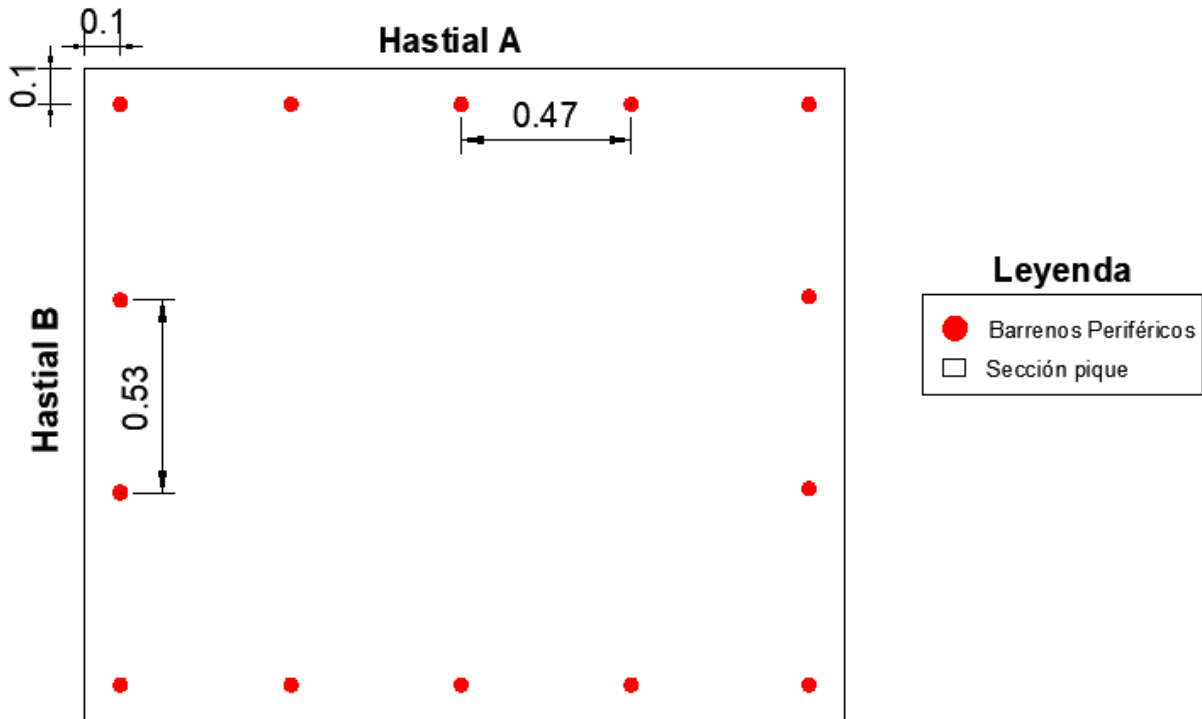


Figura 55. Diseño de barrenos periféricos

El diseño final del pasaporte de perforación se lo observa en el anexo 19 el cual se lo realizo a una escala 1: 30

6.3.4. Sustancia explosiva a implementar

Para elegir la sustancia explosiva se determinó las condiciones en las que se encuentra el macizo rocoso en donde se plantea implementar el pique, por lo que al tener presencia de agua y un macizo con calidad Media, el explosivo elegido es la dinamita gelatinosa, las cuales presenta las siguientes especificaciones

Tabla 39. Características del explosivo a usar

Dinamita Gelatinosa (Explogel Amon)	
Características	
Tamaño (diámetro x largo): 2.85 x 17.78 cm	
Peso: 135 gr	
Velocidad de detonación: 4150 m/s	
Densidad: 1.12 gr/cm ³	
Volumen de gases: 885 L/kg	
Calor de explosión: 1065 kcal/kg	
Resistencia al agua: Excelente	
Ensanchamiento de Trauzl: 400 (10g/cm ³)	
Poder rompedor: 22 mm	
Vida útil: 12 meses	
Explogel III	
Tamaño (diámetro x largo): 2.85 x 17.78 cm	
Peso: 119 gr	
Velocidad de detonación: 3698 m/s	
Densidad: 1.05 gr/cm ³	
Volumen de gases: 922 L/kg	
Calor de explosión: 1013 kcal/kg	
Resistencia al agua: 15 min	
Ensanchamiento de Trauzl: 420 (10g/cm ³)	
Poder rompedor: 17.5 mm	
Vida útil: 12 meses	
Emulsen 910	
Tamaño (diámetro x largo): 2.85 x 17.78 cm	
Peso: 141 gr	
Velocidad de detonación: 4715 m/s	
Densidad: 1.12 gr/cm ³	
Volumen de gases: 877 L/kg	
Calor de explosión: 846 kcal/kg	
Resistencia al agua: 180 días	
Ensanchamiento de Trauzl: 325 (10g/cm ³)	
Poder rompedor: 22.4 mm	
Vida útil: 6 meses	

De acuerdo a estas características se determina tanto la impedancia de la roca como la del explosivo, de esta manera:

- **Impedancia de la roca**

$$I_{rx} = \delta_{rx} * Vd$$

$$I_{rx} = 2670 \frac{kg}{m^3} * 6000 \frac{m}{s}$$

$$I_{rx} = 16020000$$

- **Impedancia del explosivo**

$$I_e = \delta_e * Vd$$

$$I_e = 1500 \frac{kg}{m^3} * 4187.6 \frac{m}{s}$$

$$I_e = 6281500$$

Una vez obtenido estos valores, se debe cumplir la relación $I_{rx} > I_e$, por lo tanto

$$I_{rx} > I_e$$

$$16020000 > 6281500$$

6.3.5. Gasto específico del explosivo

Los barrenos serán cargados con tres sustancias explosivas, para la carga de fondo se usará la dinamita gelatinosa (Explogel Amon) y para la carga de columna se usará Explogel III y Emulsen 910. Según Gustafsson (1977), la carga explosiva que debe contener el cuele, contracuele y destroza se determina de la siguiente manera.

6.3.5.1. Cálculo Para el Primer Cuadrante.

- **Concentración y Longitud de Carga de Fondo (Q_{c-f})**

El peso teórico de la carga de fondo está determinado en 0.28 kg (dato obtenido del libro “Técnica Sueca de Voladuras, Gustafsson (1977)), con este valor se determina la longitud para la carga de fondo:

$$h_{c-f} = \frac{l}{100} * N$$

$$h_{c-f} = \frac{20.3 \text{ cm}}{100} * 2$$

$$h_{c-f} = 0.40 \text{ m}$$

$$N = \frac{Q_{c-f}}{P}$$

$$N = \frac{0.28 \text{ kg}}{0.135 \text{ kg}}$$

$$N = 2.07 \approx 2 \text{ cartuchos}$$

Donde:

l : Longitud de explogel amon

N : número de cartuchos para carga de fondo

P : peso del cartucho explogel amon

- **Longitud de Retacado (h_o)**

Según Gustafsson (1977), la longitud para este parametro debe ser la menor posible para garantizar una buena voladura, por lo que se considera de 0.1 m de longitud

- **Longitud de la carga de columna (h_{c-c})**

$$h_{c-c} = L_{rb} - (h_{c-f} + h_o)$$

$$h_{c-c} = 1.14m - (0.4m + 0.10m)$$

$$h_{c-c} = \mathbf{0.64 m}$$

Donde:

L_{rb} : longitud del barreno afectado por el rendimiento de perforación ($1.20 * 0.95 = 1.14$ m)

- **Concentración de carga de columna (C_{c-c})**

El peso teorico de la carga de columna esta determinado en 0.33 kg, (dato obtenido del libro “Tecnica Sueca de Voladuras), con este valor se determina la carga de columna

$$Q_{col} = C_{c-c} * h_{c-c}$$

$$Q_{col} = 0.33 \frac{kg}{m} * 0.64 m$$

$$Q_{col} = \mathbf{0.21 kg}$$

El número de cartuchos para la carga de columna se determina mediante:

$$N_{cartuchos} = \frac{Q_{col}}{Peso}$$

$$N_{cartuchos} = \frac{0.21kg}{0.141 kg}$$

$$N_{cartuchos} = \mathbf{1.5 \approx 2}$$

Tabla 40. Parámetros de carga para el primer cuadrante

Descripción	Cantidad
Numero de barrenos	4 barrenos
Total cartuchos carga de fondo (Explogel amon)	2 cartuchos/barreno
Total cartuchos carga de columna (Emulsen 910)	2 cartuchos/barreno
Cantidad de carga de fondo (Explogel amon: 0.135 kg)	0.27 Kg SE/barreno
Cantidad de carga de columna (Emulsen 910: 0.141 kg)	0.28 kg SE/Barreno
Cantidad total para los 4 barrenos	
Carga por barreno	0.55 kg SE/Barreno
Cartuchos de explogel amon	8 cartuchos
Cartuchos de emulsen 910	8 cartuchos
Cantidad total de carga	2.2 kg SE/primer cuadrante

6.3.5.2. Cálculo Para el Segundo Cuadrante

- **Concentración y Longitud de Carga de Fondo (Q_{c-f})**

El peso teórico de la carga de fondo está determinado en 0.5 kg, (dato obtenido del libro “Técnica Sueca de Voladuras”), con este valor se determina la longitud para la carga de fondo:

$$h_{c-f} = \frac{l}{100} * N$$
$$h_{c-f} = \frac{20.3 \text{ cm}}{100} * 4$$
$$h_{c-f} = 0.8 \text{ m}$$
$$N = \frac{Q_{c-f}}{P}$$
$$N = \frac{0.5 \text{ kg}}{0.135 \text{ kg}}$$
$$N = 3.7 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

N: número de cartuchos para carga de fondo

P: peso del cartucho explosivo

- **Longitud de Retacado (h_o)**

Según Gustafsson (1977), la longitud para este parámetro debe ser la menor posible para garantizar una buena voladura, por lo que se considera de 0.1 m de longitud

- **Longitud de la carga de columna (h_{c-c})**

$$h_{c-c} = L_{rb} - (h_{c-f} + h_o)$$
$$h_{c-c} = 1.14 \text{ m} - (0.8 \text{ m} + 0.1 \text{ m})$$
$$h_{c-c} = 0.24 \text{ m}$$

Donde:

L_{rb} : longitud del barreno afectado por el rendimiento de perforación ($1.20 * 0.95 = 1.14 \text{ m}$)

- **Concentración de carga de columna (C_{c-c})**

El peso teórico de la carga de columna está determinado en 0.39 kg, (dato obtenido del libro “Técnica Sueca de Voladuras”) con este valor se determina la carga de columna

$$Q_{col} = C_{c-c} * h_{c-c}$$
$$Q_{col} = 0.39 \frac{\text{kg}}{\text{m}} * 0.24 \text{ m}$$
$$Q_{col} = 0.10 \text{ kg}$$

El número de cartuchos para la carga de columna se determina mediante:

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{Q_{col}}{\text{Peso}}$$
$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{0.10 \text{ kg}}{0.141 \text{ kg}}$$
$$N_{\text{cartuchos}} = 0.7 \approx 1$$

Tabla 41. Parámetros de carga para el segundo cuadrante

Descripción	Cantidad
Numero de barrenos	4 barrenos
Total cartuchos carga de fondo (Explogel amon)	4 cartuchos/barreno
Total cartuchos carga de columna (Emulsen 910)	1 cartuchos/barreno
Cantidad de carga de fondo (Explogel amon: 0.135 kg)	0.54 Kg SE/barreno
Cantidad de carga de columna (Emulsen 910: 0.141 kg)	0.141 kg SE/Barreno
Cantidad total para los 4 barrenos	
Carga por barreno	0.681 kg SE/Barreno
Cartuchos de explogel amon	16 cartuchos
Cartuchos de emulsen 910	4 cartuchos
Cantidad total de carga	2.72 kg SE/segundo cuadrante

6.3.5.3. Cálculo Para El Tercer Cuadrante

Según Gustafsson (1977), la cantidad de carga en los barrenos del tercer cuadrante es el mismo que el de destroza y cuele. Al tratarse de una excavación a sección completa en sentido descendente la rotura se producira hacia arriba, al tener una longitud de 1.14 m de perforación se detemina omitir el cálculo de la carga de columna para los barrenos del tercer cuadrante y de destroza. Por lo que se detemina la concentración de carga de fondo

- **Concentración y Longitud de la Carga de Fondo (Q_{c-f})**

El peso teorico de la carga de fondo esta determinado en 0.66 kg, (dato obtenido del libro “Tecnica Sueca de Voladuras), con este valor se determina la longitud para la carga de fondo:

$$h_{c-f} = \frac{l}{100} * N$$

$$N = \frac{Q_{c-f}}{P}$$

$$h_{c-f} = \frac{20.3 \text{ cm}}{100} * 5$$

$$N = \frac{0.66 \text{ kg}}{0.135 \text{ kg}}$$

$$h_{c-f} = 1 \text{ m}$$

$$N = 5 \text{ cartuchos}$$

Donde:

l : Longitud de explogel amon

N: número de cartuchos para carga de fondo

P: peso del cartucho explogel amon

Tabla 42. Parámetros de carga para el tercer cuadrante

Descripción	Cantidad
Numero de barrenos	4 barrenos
Total cartuchos carga de fondo (Explogel amon)	5 cartuchos/barreno
Cantidad de carga de fondo (Explogel amon: 0.135 kg)	0.675 Kg SE/barreno
Cantidad total para los 4 barrenos	
Carga por barreno	0.675 kg SE/Barreno
Cartuchos de explogel amon	20 cartuchos
Cantidad total de carga	2.7 kg SE/tercer cuadrante

Tabla 43. Parámetros de carga para destroza

Descripción	Cantidad
Numero de barrenos	8 barrenos
Total cartuchos carga de fondo (Explogel amon)	5 cartuchos/barreno
Cantidad de carga de fondo (Explogel amon: 0.135 kg)	0.675 Kg SE/barreno
Cantidad total para los 4 barrenos	
Carga por barreno	0.675 kg SE/Barreno
Cartuchos de explogel amon	40 cartuchos
Cantidad total de carga	5.44 kg SE/destroza

6.3.5.4. Cálculo de Carga en los Barrenos Periféricos

Estos barrenos tienen la función de pre corte, es decir, dejar una superficie lisa o regular en los contornos del pique, por ello Gustafsson (1977) menciona que la concentración de carga en estos barrenos debe ser menor, por ello para diámetros de perforación de 32 – 40 mm la concentración es de 0.18 kg/m

- **Longitud de Retacado (h_{cto-o})**

$$h_{cto-o} = 0.5 * V_p$$

$$h_{cto-o} = 0.5 * 0.53 \text{ m}$$

$$h_{cto-o} = 0.26 \text{ m}$$

El valor de V_p corresponde al espaciamiento calculado en la malla de perforación y voladura de los barrenos periféricos

- **Concentración y Longitud de la Carga de Fondo (Q_{c-f})**

$$h_{cto} = L_{cto} - h_{cto-o}$$

$$h_{c-f} = 1.14 \text{ m} - 0.26 \text{ m}$$

$$h_{c-f} = 0.88 \text{ m}$$

$$Q_{cto} = Q_{c-f} * h_{cto-o}$$

$$Q_{cto} = 0.18 \frac{\text{kg}}{\text{m}} * 0.88 \text{ m}$$

$$Q_{cto} = 0.16 \text{ kg}$$

El número de cartuchos para los barrenos de contorno se determina en:

$$N_{cto} = \frac{Q_{cto}}{P}$$

$$N_{cto} = \frac{0.16 \text{ kg}}{0.119 \text{ kg}}$$

$$N_{cto} = 1.3 \approx 2 \text{ cartuchos}$$

Tabla 44. Parámetros de carga para barrenos de periféricos

Descripción	Cantidad
Numero de barrenos	14 barrenos
Total cartuchos de cebo (Explogel amon)	0.5 cartuchos/barreno
Total cartuchos carga de fondo (Explogel III)	2 cartuchos/barreno
Cantidad de carga de fondo (Explogel amon: 0.135 kg)	0.06 Kg SE/barreno
Cantidad de carga de fondo (Explogel III: 0.119 kg)	0.23 kg SE/Barreno
Cantidad total para los 4 barrenos	
Carga por barreno	0.29 kg SE/Barreno
Cartuchos de explogel amon	7 cartuchos
Cartuchos de explogel III	28 cartuchos
Cantidad total de carga	4.06 kg SE/periféricos

- **Perforación Específica**

$$p = \frac{N^{\circ} \text{ metros perforados}}{\text{Sección voladura}}$$

$$p = \frac{38 * 1.14 \text{ m}}{3.675 \text{ m}^2}$$

$$p = 11.78 \frac{\text{m}}{\text{m}^3}$$

- **Gasto Específico**

$$q = \frac{\sum \text{Total de cargas}}{\text{Sección voladura}}$$

$$q = \frac{2.2 \text{ kg} + 2.72 \text{ kg} + 2.7 \text{ kg} + 5.44 \text{ kg} + 4.06 \text{ kg}}{3.675 \text{ m}^2}$$

$$q = \frac{17.12 \text{ kg}}{3.675 \text{ m}^3} = 4.7 \text{ Kg/m}^3$$

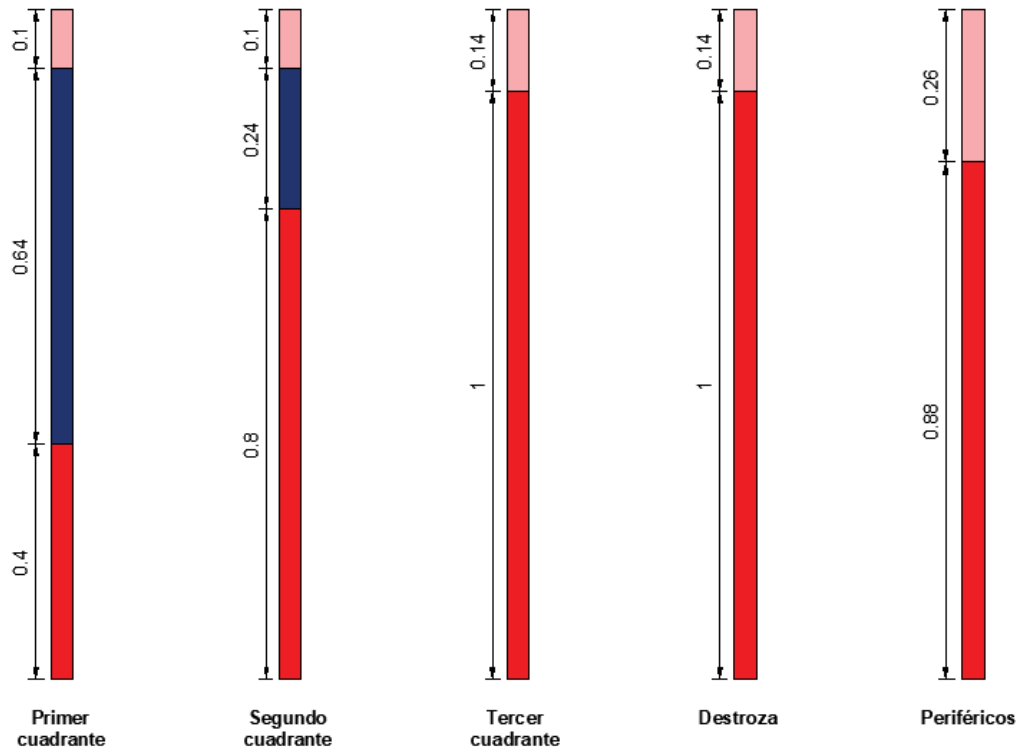


Figura 56. Distribución de la Sustancia Explosiva

Una vez determinado los barrenos necesarios para franquear el pique se calcula los tiempos que emplea la perforación y la carga de sustancia explosiva

- **Tiempo de perforación**

$$T_p = \frac{N * lb}{V_p * np}$$

$$T_p = \frac{38 \text{ barrenos} * 1.2 \text{ m}}{18 \frac{m}{h} * 1}$$

$$T_p = 2.53 \text{ horas}$$

- **Tiempo de carga de sustancia explosiva**

$$T_{carga SE} = \frac{N * t'}{no}$$

$$T_{carga SE} = \frac{38 \text{ barrenos} * 3 \text{ minutos}}{2 \text{ personas}}$$

$$T_{carga SE} = 57 \text{ minutos}$$

6.3.6 Ventilación

6.3.6.1. Caudal de aire necesario para el número de trabajadores.

$$Q_t = q_t * N_t * K_p$$

$$Q_t = 3 \frac{m^3}{min} * 5 * 1.25$$

$$Q_t = 18.75 \frac{m^3}{min}$$

Donde

q_t : Flujo de aire por persona, 3 m³/min

N_t : Número máximo de personas en el frente de excavación (5 personas)

K_p : grado de peligrosidad de la mina (1.25)

6.3.6.2. Caudal requerido por el empleo de sustancia explosiva

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

$$Q_{se} = \frac{2.25 * 3.5 m^2}{60 * 60 min} * \sqrt{\frac{0.6 * 17.12 kg * 877 L/Kg * 25m^2}{3.5 m^2}}$$

$$Q_{se} = 2.77 \frac{m^3}{min}$$

Donde:

t : Tiempo de dilución de los gases (60 minutos)

k : Coeficiente de la saturación del agua (k=0.8 galerías secas; k = 0.6 galerías saturadas)

S_{luz} : Sección luz del pique (3.5 m²)

b : Volumen de gases por cada Kg de explosivo (877 L/kg tomado del catálogo EXPLOCEN)

L : Longitud del pique (25 m)

Q_{ce} : cantidad de explosivo detonado por turno

6.3.6.3. Caudal de aire de acuerdo a la velocidad mínima del aire

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

$$Q_t = 3.5 m^2 * 15 \frac{m}{min}$$

$$Q_t = 52.5 \frac{m^3}{min}$$

Donde

V_{min} : velocidad mínima establecida en el reglamento de Salud y Seguridad de Trabajo (15m/min)

6.3.6.4. Caudal de aire por pérdidas de caudal

$$Q_p = Q_t * \left(1 + \frac{H * L}{100}\right)$$
$$Q_p = 52.5 \frac{m^3}{min} * \left(1 + \frac{0.05 * 25m}{100}\right)$$
$$Q_p = 53.15 \frac{m^3}{min}$$

Donde

H : Porcentaje de pérdidas (cada 100 m:5%)

L : longitud del pique

Por lo tanto, la cantidad de aire necesario es de 53.15 m³/min, con ello se calcula la velocidad promedio de aire de la siguiente manera:

$$V_a = \frac{Q_p}{S_{tuz}}$$
$$V_a = \frac{53.15 \frac{m^3}{min}}{3.5 m^2}$$
$$V_a = 15.18 \frac{m}{min}$$

Para elegir el ventilador que se ajuste a las condiciones calculadas, se debe calcular la depresión del ventilador y la potencia de motor

- **Depresión del ventilador**

$$h = \frac{6.5 * a * H * Q_p^2}{\phi^5}$$
$$h = \frac{6.5 * 0.000175 * 25m * \left(0.88 \frac{m^3}{s}\right)^2}{(0.40 m)^5}$$
$$h = 2.15 \frac{kg}{m^2}$$

Donde:

a : Coeficiente resistencia de las paredes de la tubería ($0.00015 \geq a \leq 0.00020$)

H : longitud de pique (25m)

Qp: Caudal de aire con pérdidas (53.15 m³/min ≈ 0.88 m³/s)

φ: diámetro de tubería: 0.4 m

- **Potencia del motor**

$$K_v = \frac{1.05 * h * Q_p * f_s}{102 * E}$$
$$K_v = \frac{1.05 * 2.15 \frac{kg}{m^2} * 0.88 \frac{m^3}{s} * 4}{102 * 0.85}$$
$$K_v = 0.10 \approx 0.13 \text{ HP}$$

Donde:

h: depresión del ventilador (2.15 kg/m²)

Qp: Caudal de aire con pérdidas (53.15 m³/min ≈ 0.88 m³/s)

fs: factor de seguridad (4)

E: Eficiencia del motor (75%)

La potencia del motor calculado determina elegir un ventilador axial con potencia de 10 HP debido a la proyección de más galerías de producción. El diseño final para el sistema de ventilación se lo observa en el anexo 20.

6.3.7. Saneamiento

Esta actividad comprende desprender las rocas sueltas que quedan después de realizar la voladura por lo que se determinó un tiempo de 15 minutos

$$T_{\text{saneamiento}} = 0.25 \text{ h}$$

6.3.8. Carga y Transporte

Esta actividad se lo realizara mediante un sistema de izaje el cual contempla balde y cable de extracción, polea y winche de izaje

- **Balde de extracción**

Para este parámetro se empleará un balde de forma rectangular el cual es de material metálico, este es elegido en función de la producción estimada en operación, las dimensiones de este balde son:

Tabla 45. Dimensiones del balde de extracción

Balde de extracción		
Largo (m)	Ancho (m)	Profundidad (m)
0.8	0.8	0.9
Capacidad del Balde (m ³)		0.576

- **Cable de extracción**

Para determinar este parámetro hay que calcular el peso del balde cargado y peso del balde, de la siguiente manera:

- *Peso del balde cargado*

$$SL = \frac{V_{balde} * \rho * k}{K_e}$$

$$SL = \frac{0.576 \text{ m}^3 * 2.67 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * 0.9}{1.19}$$

$$SL = 1.16 \text{ Ton} \approx 1160 \text{ kg}$$

Donde:

ρ : peso específico de la roca (2.67 g/cm³)

k: coeficiente de llenado (0.9)

ke: coeficiente de esponjamiento (1.19)

- *Peso del balde*

$$SW = \frac{5}{8} * SL$$

$$SW = \frac{5}{8} * 1.16 \text{ ton}$$

$$SW = 0.725 \text{ ton} \approx 725 \text{ kg}$$

Una vez determinado estos dos valores se le debe asignar un factor de seguridad para cables de izaje en minas (descrito en la metodología), por lo que la carga total que debe soportar el cable es:

$$Fc = FS * (SL + SW)$$

$$Fc = 7 * (1.16 \text{ Ton} + 0.725 \text{ Ton})$$

$$Fc = 13.2 \text{ Ton} \approx 13200 \text{ kg}$$

Para elegir el cable que soporte esta carga hay que escoger un diámetro adecuado que soporte una carga mayor a la calculada, es por ello que en la siguiente tabla obtenida de la casa comercial PROLANSA se menciona las características del cable elegido

Tabla 46. Especificaciones del cable elegido

Diámetro (pulgadas)	Carga de ruptura (kg)		Peso por metro de cable (kg/m)
	Clase 180	Clase 200	
3/4	28917	31297.87	1.64

Nota. Recuperado de PROLANSA (2019)

De acuerdo a estas especificaciones el diámetro para elevar la carga calculada es de 7/8 de pulgada.

- Peso del cable

Para determinar el peso del cable en primer lugar se debe calcular la longitud de este mediante la siguiente expresión:

$$Lc = P + H_{sw} + H_c$$

$$Lc = 25m + 5 m + 5 m$$

$$Lc = 35 m$$

Donde:

P: Longitud de pique (25m)

H_{sv}: Altura piso exterior del pique/sistema de volteo

H_c: Altura sistema de volteo – polea

Este valor se lo debe multiplicar por el peso por metro de cable para determinar el peso de cable total, por lo tanto:

$$R = L_c * P_c$$

$$R = 35 m * 1.64 \frac{kg}{m}$$

$$R = 57.4 kg$$

Donde:

L_c: longitud de cable 35 m

P_c: peso por metro de cable (1.64 kg/m)

- Esfuerzo de extensión

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

$$\sigma_e = \frac{(1160 kg + 725 kg + 57.4 kg) * 0.6 \frac{m}{s^2}}{9.8 \frac{m}{s^2}}$$

$$\sigma_e = 118.92 kg$$

Donde:

W: Carga máxima a levantar (1942.4 kg)

a: Aceleración del sistema (0.6 – 1 m/s²)

g: aceleración de la gravedad (9.8 m/s²)

- Esfuerzo de doblado o curvatura

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

$$\sigma_d = \frac{1.37 \text{ cm}^2 * 600000 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2} * 0.12 \text{ cm}}{114 \text{ cm}}$$

$$\sigma_d = 865.26 \text{ kg}$$

Donde:

A: Área aproximada del alambre (cable 6 *19 = 1.37 cm²)

E: Módulo de elasticidad de cable (cable 6 *19 = 600000 kg/cm²)

d_w: Diámetro del hilo de alambre (cable 6 *19 = 0.12 cm)

D: Diámetro de tambor (D=60d); 60*1.9= 114 cm

- Comprobación por factor de seguridad

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

$$\frac{31297.87}{(1942.4 \text{ kg} + 118.92 \text{ kg} + 865.26 \text{ kg})} > 7$$

$$9 > 7$$

Donde

R: Resistencia a la ruptura del cable (cable 3/4 pul=31297.87 kg)

Ft: Carga total calculada; (W + σ_c + σ_d)

Como se puede observar se está cumpliendo las normas de seguridad que debe cumplir el diámetro del cable de acero (3/4 pulg = 1.9 cm).

- **Elección de Polea**

Para elegir el diámetro de polea adecuado se debe realizar una relación con el diámetro del cable calculado, para ello se elegir el diámetro mínimo de polea de la siguiente manera:

Tabla 47. Relación entre el diámetro de cable y polea

Cable	Peso por Lb	Diámetro mínimo de polea in
6 x 19 izaje normal	1.55 * d ²	18d

Nota. Recuperado de Cable Acero (2019)

De acuerdo a esta tabla la relación que existe en un izaje normal para elegir el diámetro mínimo de polea es de 18 d, por lo que tenemos:

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

$$d_{polea} = 18 * \frac{3}{4} \text{ pulg}$$

$$d_{polea} = 13.5 \text{ pulg} \approx 35 \text{ cm}$$

La distancia horizontal desde el eje del cable de extracción hasta el eje del tambor se determinó de la siguiente manera:

$$a = [(H_{sv}) - c] * \cot \theta + \frac{d_{polea}}{2}$$

$$a = [(5 \text{ m}) - 1 \text{ m}] * \cot 45 + \frac{0.35 \text{ m}}{2}$$

$$a = 4.2 \text{ m}$$

Donde

H_{sv} : Altura de volteo (5 m)

c : altura del eje del tambor sobre el nivel del piso (1m)

θ : Angulo del eje de la polea con respecto al tambor (45°)

La longitud inclinada del cable desde la polea hacia el tambor del winche es:

$$L_i = \sqrt{(H_{sv} - c)^2 + (a - \frac{d_p}{2})^2}$$

$$L_i = \sqrt{(5 \text{ m} - 1 \text{ m})^2 + (4.2 \text{ m} - \frac{0.35 \text{ m}}{2})^2}$$

$$L_i = 5.65 \text{ m}$$

Con estos valores se determina el cable total a implementar en el sistema de izaje

Tabla 48. Longitud total del cable para el sistema de izaje

Descripción	Longitud (m)
Profundidad pique	25
Altura piso exterior del pique-sistema de volteo (H_{sv})	5
Distancia polea – tambor (L_i)	5.65
Longitud adicional por amarres, cortes, etc.	10
Longitud total	41.3 m

- **Longitud de la generatriz del tambor del winche**

La generatriz se refiere al ancho del tambor del winche, para ello se debe considerar un ángulo de desviación del cable entre 0.5 a 2.5 °

$$G = 2 * L_i * \tan \alpha$$

$$G = 2 * 5.65 \text{ m} * \tan 2.5$$

$$G = 0.49 \text{ m}$$

- **Potencia del motor para extracción en sistema de izaje**

Para calcular esta potencia en primer lugar se de determinar el tiempo necesario para desplazar el balde desde el punto de carga hasta el punto de descarga, de esta manera tenemos:

- Velocidad máxima de movimiento permitido

De acuerdo al reglamento de seguridad, la velocidad permitida para pique menores a 200 m de profundidad no debe exceder 150 m/min

$$V_{max} = 0.3 * \sqrt{P}$$

$$V_{max} = 0.3 * \sqrt{25m}$$

$$V_{max} = 1.5 \frac{m}{s} \approx 90 \frac{m}{min}$$

- Velocidad media de movimiento del balde

$$V_m = \frac{V_{max}}{1.5} = \frac{1.5 \frac{m}{s}}{1.5} = 1 \frac{m}{s}$$

- Valor de aceleración y desaceleración

Este valor oscila entre 0.6 a 1m/s², con esto se procede a calcular los tiempos del sistema de izaje (tiempo y distancia de aceleración, tiempo y distancia de frenado, tiempo y distancia a plena velocidad, tiempo de carga, tiempo de descarga, tiempo de regreso).

- **Tiempo y distancia de aceleración**

Tiempo de aceleración

$$t_a = \frac{V_{max}}{a}$$

$$t_a = \frac{1.5 \frac{m}{s}}{0.6 \frac{m}{s^2}}$$

$$t_a = 2.5 \text{ s}$$

Distancia de aceleración

$$t_a = \frac{(V_{max})^2}{2a}$$

$$t_a = \frac{(1.5 \frac{m}{s})^2}{2 * 0.6 \frac{m}{s^2}}$$

$$t_a = 1.87 \text{ m}$$

- **Tiempo y distancia de frenado**

Tiempo de frenado

$$t_f = \frac{V_{max}}{r}$$

$$t_f = \frac{1.5 \frac{m}{s}}{0.5 \frac{m}{s^2}}$$

$$t_f = 3 \text{ s}$$

Distancia de frenado

$$d_f = \frac{(V_{max})^2}{2r}$$

$$d_f = \frac{(1.5 \frac{m}{s})^2}{2 * 0.5 \frac{m}{s^2}}$$

$$d_f = 2.25 \text{ m}$$

- **Distancia y tiempo a plena velocidad**

Distancia a plena velocidad

$$d_v = P - \left(\frac{V_{max}^2}{2a} + \frac{V_{max}^2}{2r} \right)$$

$$d_v = 25m - \left(\frac{1.5 \frac{m}{s}}{2 \left(0.6 \frac{m}{s} \right)} + \frac{1.5 \frac{m}{s}}{2 \left(0.5 \frac{m}{s} \right)} \right)$$

$$d_v = 20.87 \text{ m}$$

Tiempo a plena velocidad

$$t_v = \frac{d_v}{V_{max}}$$

$$t_v = \frac{20.87 \text{ m}}{1.5 \frac{m}{s}}$$

$$t_v = 14 \text{ s}$$

- **Tiempo de carga**

Este tiempo es el destinado a la limpieza de material, para ello se destinará 2 personas que lo realizaran de manera manual haciendo uso de palas. El tiempo por palada se consideró de 15 segundos.

Capacidad de pala

$$V_{pala} = L * A * H$$

$$V_{pala} = 0.30 \text{ m} * 0.25 \text{ m} * 0.10 \text{ m}$$

$$V_{pala} = 0.0075 \text{ m}^3$$

Rendimiento de cada hombre

$$R_{hombre} = \frac{V_{pala}}{t_p}$$

$$R_{hombre} = \frac{0.0075 \text{ m}^3}{15 \text{ s}}$$

$$R_{hombre} = 0.0005 \frac{\text{m}^3}{\text{s}} \approx 1.8 \frac{\text{m}^3}{\text{h}}$$

Con el rendimiento hombre el tiempo que demora llenar un balde es:

$$t_c = \frac{V_{balde}}{R_{hombre} * N_{personas}}$$

$$t_c = \frac{0.576 \text{ m}^3}{0.0005 \frac{\text{m}^3}{\text{s}} * 2} = 576 \text{ s} = 9.6 \text{ min}$$

- **Tiempo de descarga:** este tiempo se estimó un tiempo de 10 segundos
- **Tiempo de regreso**

Este tiempo es igual al tiempo de ida por lo que tenemos un tiempo de:

$$t_r = t_a + t_v + t_f$$

$$t_r = 2.5 s + 14s + 3s$$

$$t_r = 19.5 s$$

Con este valor se determina el tiempo total del ciclo para transportar un balde

$$t_{ciclo} = t_a + t_v + t_f + t_c + t_d + t_r$$

$$t_{ciclo} = 2.5 s + 14s + 3s + 576s + 10s + 19.5s$$

$$t_{ciclo} = 625 s = 10.4 min$$

Para calcular la potencia del motor se usará los parámetros calculados hasta ahora, en primer lugar, el peso de los componentes giratorios (EEW) con el siguiente ábaco:

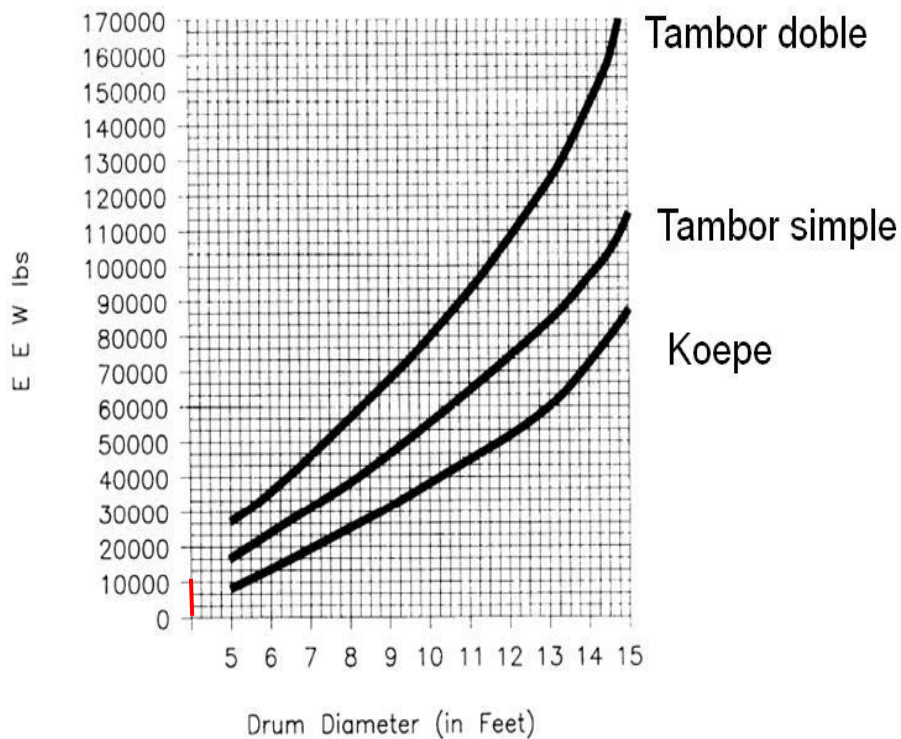


Figura 57. Ábaco para determinar el peso de componentes giratorios en función del diámetro del tambor

Para un diámetro de 114 cm (3.74 ft) se obtuvo un valor de EEW para tambor simple es de 10000 lb o 4535.9 kg: la masa total suspendida (TSL) es de:

$$TSL = EWW + SL + SW + R$$

$$TSL = 4535.9 \text{ Kg} + 1160 \text{ kg} + 725 \text{ kg} + 57.4 \text{ kg}$$

$$TSL = 6478.3 \text{ kg}$$

Donde:

EWW: peso de componentes giratorios (4535.9 kg)

SL: peso de balde cargado (1160 kg)

SW: peso de balde (725 kg)

R: Peso de cable (57.4 kg)

A continuación, se determina la potencia requerida para distintos parámetros, los cuales se detallan a continuación:

Tabla 49. Determinación de potencias

Potencia requerida para acelerar el sistema	Potencia por desaceleración del sistema
$HP_1 = \frac{TSL * V^2}{t_a}$ $HP_1 = \frac{6478.3 \text{ kg} * (\frac{1.5m}{s})^2}{2.5 \text{ s}}$ $HP_1 = 5.8 \text{ Kw}$	$HP_2 = -\frac{TSL * V^2}{t_f}$ $HP_2 = -\frac{9219.7 \text{ kg} * (\frac{1.5m}{s})^2}{3 \text{ s}}$ $HP_2 = -4.8 \text{ kw}$
Potencia de funcionamiento al final del periodo sin aceleración	Potencia de funcionamiento al final del periodo de aceleración al alcanzar la plena velocidad
$HP_3 = (SL + SW + R) * V * g$ $HP_3 = (1942.4 \text{ kg}) * 1.5 \frac{m}{s} * 9.81 \frac{m}{s^2}$ $HP_3 = 28.5 \text{ kw}$	$HP_4 = SLB * V * g$ $SLB = (SL + SW + R) - (V * t_a * P_c)$ $SLB = (1942.4 \text{ kg}) - (1.5 * 2.5 * 2.1)$ $SLB = 1934.5 \text{ kg}$ $HP_4 = 1934.5 \text{ Kg} * 1.5 \frac{m}{s} * 9.81 \frac{m}{s^2}$ $HP_4 = 28.4 \text{ kw}$

Potencia de funcionamiento al final de la carrera a plena velocidad	Potencia de funcionamiento al final de la desaceleración
$HP_5 = SLT * V * g$ $SLT = [(SL + SW) - R] + (V * t_f * P_c)$ $SLT = [(1160 + 725) - 57.4] + (1.5 * 3 * 2.1)$ $SLT = 1837.75 \text{ kg}$ $HP_5 = 1817.75 \text{ kg} * 1.5 \frac{m}{s} * 9.81 \frac{m}{s^2}$ $HP_5 = 26.75 \text{ kw}$	$HP_6 = [(SL + SW) - R] * V * g$ $HP_6 = [(1160 + 725) - 57.4] * 1.5 * 9.81$ $HP_6 = 26.8 \text{ kw}$
Factor de corrección de potencia por menor eficiencia del motor	Potencia requerida para acelerar el rotor de motor
$HP_7 = (SL + SW) * V * g * f_c$ $HP_7 = (1160 + 725) * 1.5 * 9.81 * 0.17$ $HP_7 = 4.73 \text{ kw}$	$HP_8 = \frac{0.6 * A * 1.2}{t_a}$ $A = HP_1 + HP_7 + \frac{HP_4 + 2HP_3}{3}$ $A = 5.8 + 4.73 + \frac{28.4 + 2(28.5)}{3}$ $A = 39 \text{ Kw}$ $HP_8 = \frac{0.6 * 39 * 1.2}{2.5}$ $HP_8 = 11.2 \text{ kw}$
Potencia requerida para frenar el rotor del motor	
$HP_9 = -\frac{0.6 * A * 1.2}{t_f}$ $HP_9 = -\frac{0.6 * 39 * 1.2}{3}$ $HP_9 = -9.3 \text{ kw}$	

Una vez determinado estos valores se determina los picos de potencia en función del tiempo tomando en consideración la siguiente figura

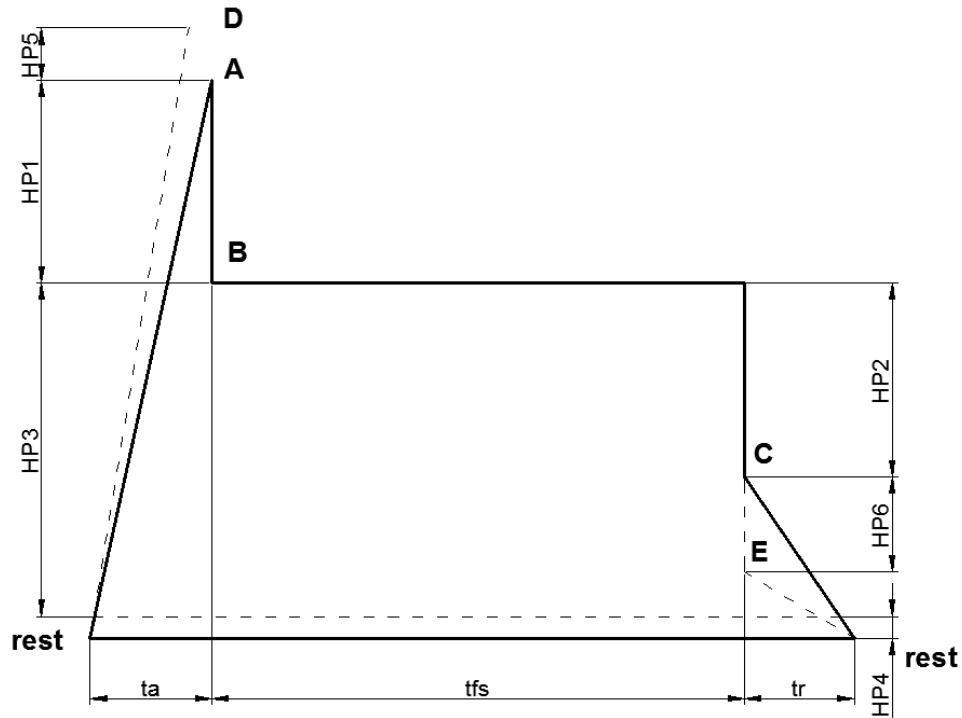


Figura 58. Ciclo de potencia en función del tiempo

Nota. Recuperado de Harmon (1973)

Tabla 50. Determinación de picos de potencia

Punto A (pico de potencia durante la aceleración)	Punto B (Potencia a plena velocidad a final de aceleración)
$A = HP_1 + HP_7 + \frac{HP_4 + 2HP_3}{3}$	$B = HP_4 + HP_7$
$A = 5.8 + 4.73 + \frac{28.4 + 2(28.5)}{3}$	$B = 28.4 + 4.73$
$A = 39 \text{ Kw}$	$B = 33 \text{ Kw}$
Punto C (Potencia en el inicio de frenado)	Punto D (potencia para la desaceleración o frenado)
$C = HP_5 + HP_7$	$D = HP_2 + HP_7 + \frac{HP_5 + 2HP_6}{3}$
$C = 26.75 + 4.73$	$D = -4.8 + 4.73 + \frac{26.75 + 2(26.6)}{3}$
$C = 31.48 \text{ kw}$	$D = 24.47 \text{ kw}$

Punto E (potencia total para acelerar el sistema de extracción y el rotor del motor)	Punto F (potencia total para desacelerar el sistema de extracción y el rotor del motor)
$E = A + HP_8$	$F = D + HP_9$
$E = 39 + 11.2$	$F = 24.47 - 9.3$
$E = 50.2 \text{ kw}$	$F = 14.47 \text{ kw}$

Con estos valores calculados se obtiene la potencia requerida para el motor.

- **Para motor de corriente continua**

$$RMS (Kw) = \sqrt{\frac{E^2 * t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} * t_v + F^2 * t_f}{0.75t_a + t_v + 0.75t_f + 0.5t_d}}$$

$$RMS (Kw) = \sqrt{\frac{(50.2)^2 * 2.5 + \frac{(33)^2 + (31.48)^2 + (33 * 31.48)}{3} * 14 + (14.47)^2 * 3}{0.75(2.5) + 14 + 0.75(3) + 0.5(10)}}$$

$$RMS (Kw) = 22.3 \text{ kw} = 30 \text{ HP}$$

- **Para motor de corriente alterna**

$$RMS (Kw) = \sqrt{\frac{E^2 * t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} * t_v + F^2 * t_f}{0.5t_a + t_v + 0.5t_f + 0.25t_d}}$$

$$RMS (Kw) = \sqrt{\frac{(50.2)^2 * 2.5 + \frac{(33)^2 + (31.48)^2 + (33 * 31.48)}{3} * 14 + (14.47)^2 * 3}{0.5(2.5) + 14 + 0.5(3) + 0.25(10)}}$$

$$RMS (Kw) = 25.35 \text{ kw} = 34 \text{ HP}$$

Se concluye que se necesita un motor con potencia de 30 HP para el sistema de izaje. De igual manera, el diseño final del sistema de izaje a implementar en el pique se lo observa en el anexo 21.

6.3.9 Fortificación

Para elegir el sostenimiento a implementar en el pique se tomó como base el sistema de clasificación geomecánica RMR de Bieniawsky, el cual toma en consideración la calidad de roca, de acuerdo a esto tenemos los siguientes parámetros para el sostenimiento.

Tabla 51. Parámetros para la fortificación del pique

Parámetros	Descripción
Calidad de roca	Buena, tipo II
Tipo de empernado	Local
Dimensión de pernos	Longitud de 1.6 m, diámetro de 26 mm
Separación entre pernos	1.5 m
Tipo de pernos	Split Set
Hormigón proyectado	Espesor de 50 mm donde requiera

Con estos datos, se diseñó el método de sostenimiento que se implementará en el pique, el cual se detalla en el Anexo 22. Es importante destacar que, una vez diseñado todos los elementos necesarios para el pique se procedió a realizar el diseño final, que incluye todos los compartimentos del mismo. Este diseño se presenta en el Anexo 23.

6.3.10. Costos

En este apartado se determinará la inversión requerida para la ejecución del franqueo del pique, el cual contempla el análisis de costos unitarios, costo de materiales e insumos, gastos administrativos y costos de depreciación de equipos.

- **Costo de mano de obra**

En este apartado se consideró el salario nominal, el cual es el valor mensual que consta en el contrato de pago por el trabajo mensual, donde se incluye los siguientes beneficios: décimo tercer sueldo, décimo cuarto sueldo, seguro social y fondos de reserva.

Tabla 52. Costo por personal

Función	Costo por hora (USD/h)	Costo por día (USD/día)	Salario nominal (USD/mes)	Factor real de pago	Salario real (USD/mes)
Jefe de Mina	14.42	86.50	1500	1.73	2595
Perforista	7.87	47.20	800	1.77	1416
Ayudante perforista	6.92	41.53	700	1.78	1246
Palero	5.97	35.80	600	1.79	1074
Winchero	5.97	35.80	600	1.79	1074
Obrero	5.97	35.80	600	1.79	1074

- **Costo por materiales e insumos**

Se considera el uso de equipo de protección personal y herramientas menores a usar en la excavación del pique

Tabla 53. Costo de materiales e insumos

Material/insumos	Precio unitario (USD)	Vida útil (meses)	Costo día (USD/día)	Costo horario (USD/h)
Casco	11	12	0.03	0.01
Botas	15	3	0.17	0.03
Guantes	3	3	0.03	0.01
Mascarilla	40	5	0.27	0.04
Gafas	10	5	0.07	0.01
Total				0.09
Lampara	70	12	0.19	0.03
Señalética	50	12	0.14	0.02
Combo	13	5	0.09	0.01
Alicates	4	6	0.02	0.00
Pala manual	15	5	0.10	0.02
Carretilla	50	6	0.28	0.05
Cinzel	5	8	0.02	0.00
Arena	8	12	0.02	0.004
Barra	15	5	0.10	0.02
SERRUCHO	12	4	0.10	0.02
Costo Total				0.18

- **Costos por perforación y voladura**

Se detalla los equipos y accesorios para realizar esta actividad, por lo que tenemos:

Tabla 54. Costos para equipos y accesorios en perforación y voladura

Descripción	Precio unitario (USD)	Unidad
Barrenos de 1.20 m	40	USD/barreno
Brocas	12	USD/broca
Explogel Amon	5.62	USD/kg
Emulsen 910	3.51	USD/Kg
Explogel III	4.25	USD/Kg
Fulminante N°8	0.26	USD/Kg
Cordón detonante	0.33	USD/m
Mecha de seguridad	0.35	USD/m

- **Costos por alimentación**

Tabla 55. Costo por alimentación

Función	Cantidad	Comidas por día	Costo por comida (USD/plato)	Costo por día (USD/día)	Costo por hora (USD/hora)
Jefe de Mina	1	1	3	3	0.5
Perforista	1	1	3	3	0.5
Ayudante perforista	1	1	3	3	0.5
Palero	2	1	3	6	1
Winchero	1	1	3	3	0.5
Obrero	3	1	3	9	1.5

- **Costo horario de máquinas y equipos**

En este apartado se considera la depreciación de equipos, mantenimiento, repuestos y accesorios, los cálculos para este fin de encuentra en el anexo N° 24, a continuación, se presenta una síntesis de los valores calculados.

Tabla 56. Costos horarios de máquinas y equipos

Equipo	Costo total unitario (USD/h)
Perforador YT27	11.32
Compresor	6.16
Winche	21.87
Ventilador Axial	2.81

- **Costo unitario por actividad de ciclo de avance**

Los costos detallados por cada actividad del ciclo de avance se encuentran en el anexo N° 25 y se sintetiza en la siguiente tabla

Tabla 57. Costo total por metro de avance

Actividad	Costo unitario		Cantidad por pega		Costo total por metro de avance (USD)
	Valor	Unidad	Valor	Unidad	
Perforación	3.33	USD/m perforado	43.32	m-perforados	144.21
Voladura	6.22	USD/m cargado	33.36	m-cargados	207.54
Transporte	17.05	USD/m ³	4.53	m ³	77.24

Colocación plataformas de descanso	1552.32	USD/descanso	0.17	descansos	263.89
Colocación guías izaje	860.24	USD/guía	0.27	guías	232.26
Ventilación	36.9	USD/ m instalado	1	m-instalados	36.90
TOTAL					962.05

De acuerdo a esta tabla se calcula el valor total que costara franquear el pique de 25 m de longitud por lo que tenemos:

$$\text{Costo} = \text{Longitud pique} * \text{Costo total por metro de avance}$$

$$\text{Costo} = 25m * 962.05 \frac{\text{USD}}{m}$$

$$\text{Costo} = \mathbf{24051.25 \text{ USD}}$$

6.3.11. Plan de Manejo Ambiental

Una vez diseñado el franqueo del pique, se realizó el plan de manejo ambiental en base a una evaluación de los posibles impactos ambientales que pueden ocurrir en los medios: Físico, biótico y social del proyecto. Es importante destacar que esta evaluación se la realizará antes de desarrollar el proyecto por lo que será de carácter prospectivo.

Tabla 58. Componentes, subcomponentes y factores ambientales del proyecto

Medio	Subcomponente	Factor Ambiental
Medio abiótico	Agua	Calidad de agua
	Aire	Material Particulado
		Gases de voladura
		Ruido
Medio biótico	Suelo	Calidad suelo
	Fauna	Diversidad
	Flora	Cobertura vegetal
Medio socioeconómico	Población	Salud y seguridad ocupacional
		Empleo

A continuación, se enlista las actividades del proyecto que por su naturaleza pueden causar algún impacto a los factores ambientales

Tabla 59. Actividades a realizarse en la ejecución del proyecto

Fases	Actividad
Construcción	Mejoramiento de las vías de acceso
	Entrada y salida de volquetes
Operación	Perforación y voladura
	Transporte de material
	Manejo de desechos sólidos comunes
	Manejo de desechos peligrosos
	Manejo de combustibles
Abandono	Retiro de infraestructura
	Reforestación

Seguidamente se procede con la elaboración de la matriz de identificación de impactos de Leopold

Tabla 60. Identificación de impactos

Factores Ambientales		Medio abiótico					Medio biótico		Medio socioeconómico		Número de impactos	
		Agua	Aire			Suelo	Paisaje	Fauna	Flora	Población		
Actividades del proyecto		Calidad de agua	Material Particulado	Gases y olores	Ruido	Calidad suelo	Alteración paisajística	Migración y Diversidad	Cobertura vegetal	Salud y seguridad ocupacional		Empleo
Construcción	Mejoramiento de las vías de acceso		x		x	x	x	x	x	x		x
	Entrada y salida de volquetes		x		x	x	x	x		x	x	7
Operación	Perforación y voladura		x	x	x					x	x	5
	Manejo de desechos sólidos comunes	x		x		x				x		4
	Manejo de desechos peligrosos	x		x		x				x		4
	Manejo de combustibles	x		x		x				x		4
Abandono	Retiro de infraestructura				x	x	x	x			x	5
	Reforestación					x	x	x	x		x	5
Número de impactos		3	3	4	4	7	4	4	2	6	5	42

Tabla 61. Matriz de valoración de impactos

Factores Ambientales		Medio abiótico										Medio biótico		Medio socioeconómico							
		Agua		Aire				Suelo		Paisaje		Fauna	Flora	Población							
Actividades del proyecto		Calidad de agua	Material Particulado	Gases y olores	Ruido	Calidad suelo	Alteración paisajística	Migración y Diversidad	Cobertura vegetal	Salud y seguridad ocupacional	Empleo										
Construcción	Mejoramiento de las vías de acceso			-4	6			-6	6	-2	6	-7	7	-5	5	-8	5	-3	2	7	7
	Entrada y salida de volquetes			-5	7			-7	8	-5	6	-6	5	-5	6			-4	6	4	6
Operación	Perforación y voladura			-5	7	-6	7	-6	5									-3	6	5	7
	Manejo de desechos sólidos comunes	-2	6			-4	3			-5	5							-1	2		
	Manejo de desechos peligrosos	-2	6			-4	3			-6	5							-1	2		
	Manejo de combustibles	-5	7			-4	3			-8	5							-2	2		
Abandono	Retiro de infraestructura							-2	5	3	9	6	9	-5	7					5	5
	Reforestación									6	8	8	8	8	8	8	8			4	7
Evaluaciones	Afectaciones positivas	0	0	0	0	2	2	1	1	0	5										
	Afectaciones negativas	3	3	4	4	5	1	1	0	6	0										
	Agregación de impactos	-59	-94	-78	-132	-62	39	-26	24	-56	161										
Agregación por fase		-59		-304		-62	39	-26	24	-56	161										

Evaluaciones			Agregación por fase
Afectaciones positivas	Afectaciones negativas	Agregación de impactos	
1	4	-143	-324
1	5	-181	
1	4	-90	-288
0	4	-51	
0	4	-56	
0	4	-91	
3	1	61	329
5	0	268	

COMPROBACIÓN	
-283	-283

La suma de la valoración de los 42 impactos identificados tiene un resultado negativo respecto a la ejecución de las actividades el cual tiene un valor de -283. En la siguiente figura se observa las actividades del proyecto clasificando en positivas y negativas.

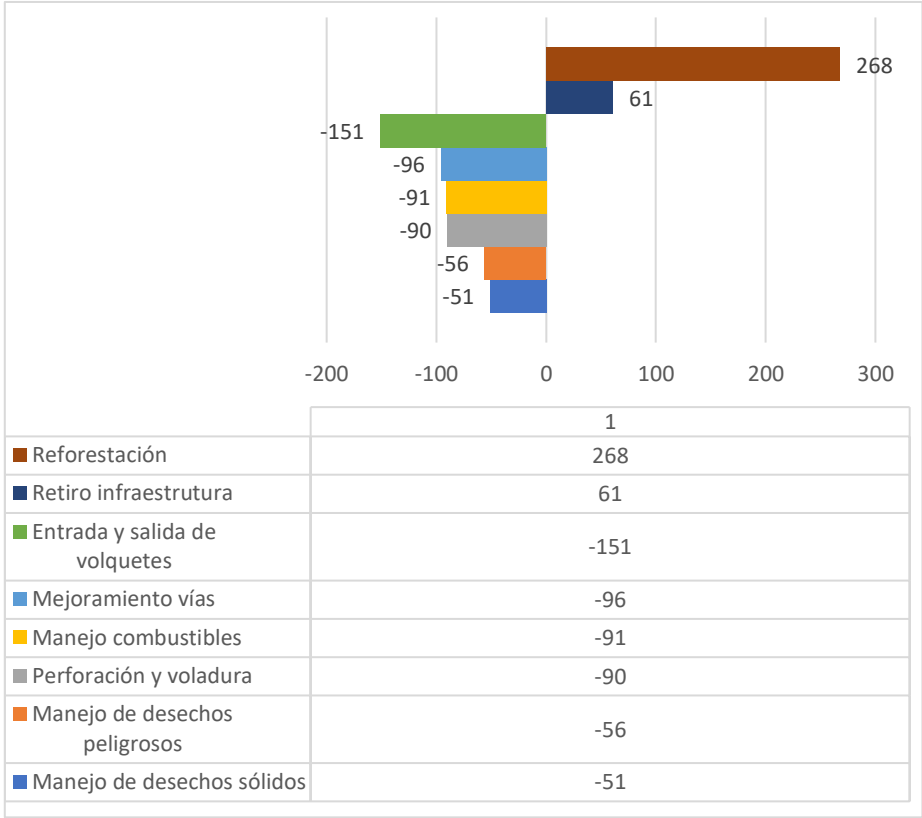


Figura 59. Afectaciones positivas y negativas de las actividades del proyecto

Como se observa en la figura de las 8 actividades que se plantea realizar en el proyecto, 6 de ellas generan afectación negativa y tan solo 2 son positivas. Las actividades con mayor valoración negativa son la entrada y salida de volquetes con -151, el manejo de combustibles y perforación y voladura con -91 y -90, respectivamente. Por otro lado, las afectaciones positivas son el retiro de infraestructura y reforestación con valores de 61 y 268. De esta manera tenemos que la fase de construcción tiene mayor impacto negativo con un total de -324.

También es importante analizar los factores ambientales que se considera en el proyecto, de estos tenemos un total de 10 factores de los cuales 7 son negativos y los tres restantes son positivos, a continuación, se presenta una gráfica que ilustra estas afectaciones.

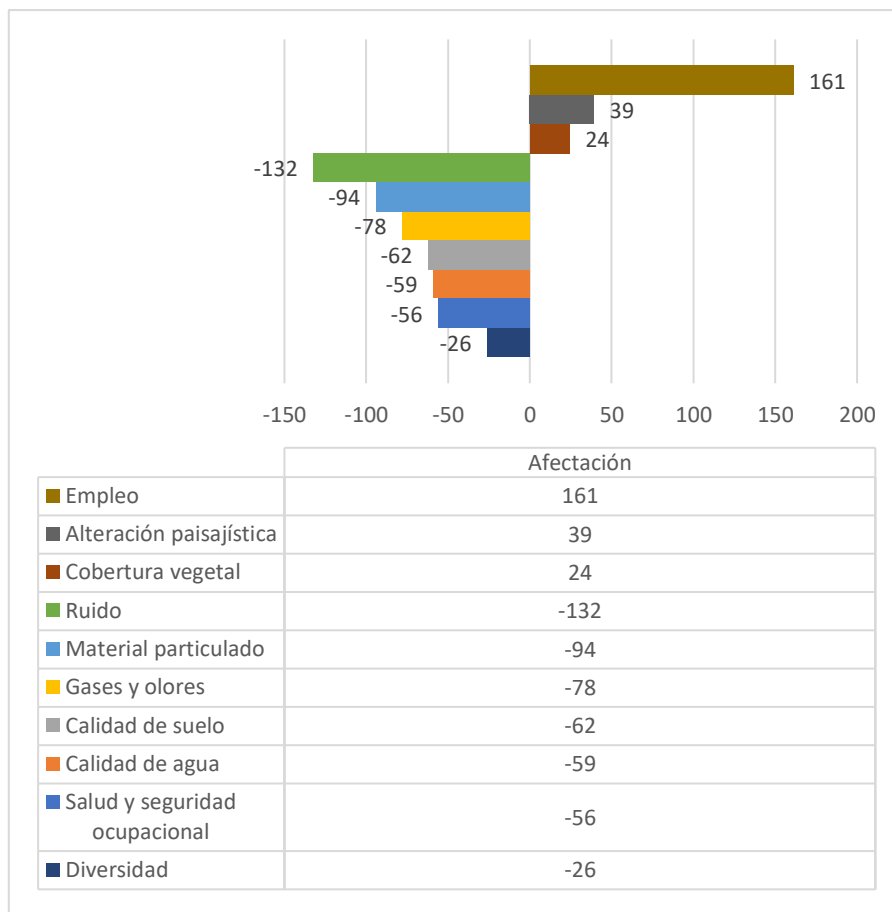


Figura 60. Afectaciones positivas y negativas de los factores ambientales del proyecto

De la figura anterior se concluye que los factores ambientales con mayor afectación son ruido (-132), material particulado (-94) y gases y olores (-78); mientras que los factores positivos son: empleo (161), alteración paisajística (39) y en menor cantidad la cobertura vegetal (24). De esta manera, el componente ambiental con mayor afectación negativa es el aire con una valoración de -304, por otro lado, el componente ambiental beneficiado es el de la población con un valor de 161

- **Dictamen ambiental**

Este dictamen surge como base en la escala de valoración de impactos, en donde clasifica los impactos ambientales en los siguientes rangos:

Tabla 62. Valoración estimada de los impactos ambientales

Impacto	Rango	Descripción
Compatible	0 – 25 %	Es aquel cuya recuperación es inmediata ya que no precisa de medidas preventivas, correctivas ni de mitigación
Moderado	25 – 50 %	Es aquel cuya recuperación no precisa de medidas o de mitigación extensa, cuya restitución ambiental requiere de un corto tiempo
Severo	50 – 75 %	Es aquel en el que la restitución ambiental conlleva la implementación de medidas de protección correctiva y de mitigación cuya recuperación precisa de un periodo dilatado
Crítico	75 – 100 %	Es aquel donde se producen cambios bruscos permanentes e irreversibles a los ecosistemas, sin que sea posible su restitución ambiental. Incluso con la adaptación de medidas de protección, correctivas y de mitigación

Fuente. Dirección del medio ambiente de España (1988)

De esta manera la relación del impacto del proyecto se realizó sobre los 10000 debido a que la escala de valoración máxima de magnitud e importancia fue de 10 x 10. Por consiguiente, teniendo una valoración de -283, se calculó un valor porcentual de 2.83 %

$$x(\%) = \frac{283 * 100}{10000} = 2.83 \%$$

Con este porcentaje (2.83 %) el impacto ambiental se considera como “compatible” debido a que se encuentra en el rango de 0 – 25 %; por lo que tiene una recuperación inmediata y no precisa medidas preventivas.

De igual manera es importante calcular los porcentajes del impacto ambiental por cada fase a desarrollarse en el proyecto, por lo que tenemos:

Tabla 63. Porcentajes del impacto ambiental de cada fase del proyecto

Fases	Acción	Agregación impactos	Agregación por fase	Porcentaje	Impacto
Construcción	Mejoramiento de las vías de acceso	-143	-324	- 3.24%	Compatibl e
	Entrada y salida de volquetes	-181			
Operación	Perforación y voladura	-90	-288	- 2.88 %	Compatibl e
	Manejo de desechos sólidos comunes	-51			
	Manejo de desechos peligrosos	-56			
	Manejo de combustibles	-91			
Abandono	Retiro de infraestructura	61	329	3.29 %	Positivo
	Reforestación	268			

En esta tabla se observa que la fase de construcción es la más afectada con un porcentaje de -3.24 %, y la menos afectada es la de abandono con un porcentaje de + 3.29 %.

Tabla 64. Porcentajes del impacto ambiental de los medios ambientales

Medio	Componente	Factor	Agregación impactos	Agregación por medio	Porcentaje	Impacto	
Medio abiótico	Agua	Calidad de agua	-59	-386	-3.86	Compatible	
			Material Particulado				-94
	Aire	Gases y olores	-78				
		Ruido	-132				
	Suelo	Calidad suelo	-62				
	Paisaje	Alteración paisajística	39				

Medio biótico	Fauna	Migración y Diversidad	-26	-2	-0.02	Compatible
	Flora	Cobertura vegetal	24			
Medio socioeconómico	Población	Salud y seguridad ocupacional	-56	105	1.05	Positivo
		Empleo	161			

En esta tabla se observa que el medio abiótico es la más afectada con un porcentaje de -3.86 %, y la menos afectada es el medio socioeconómico con un porcentaje de + 1.05 %.

- **Análisis ambiental**

Con el impacto obtenido en el anterior apartado, se realizó el análisis ambiental de los componentes ambientales que involucra el proyecto.

- Medio Abiótico. En este medio se analizó el aire, agua y suelo por lo que tenemos:
 - Aire: este es el componente más afectado en el proyecto debido a que tiene afectaciones como el ruido, material particulado, gases y olores. El ruido y material particulado se genera principalmente por las máquinas y vehículos que se encuentran en la concesión, los gases y olores se originan debido a vehículos de combustión interna, almacenamiento de desechos y por efecto de gases de voladura
 - Agua: este componente es el menos afectado debido a que las actividades a realizar se encuentran fuera de la quebrada existente en la concesión, además el agua usada para limpieza de equipos y herramientas es almacenada en una piscina de sedimentación, sin embargo, no hay que descartar la contaminación de esta por derrame de aceites o grasas.
 - Suelo: el uso de suelo en la concesión en su gran mayoría puede ser dedicado para actividades de pastoreo, tan solo esta intervenida 0.038 ha, por lo que el impacto de esta actividad es compatible.
 - Paisaje: este componente puede verse afectado por mejoramiento de vías y la circulación de volquetes, sin embargo, no presenta mayor impacto, debido a que se considera como compatible.
 - Medio Biótico.
 - Fauna: en el sector de estudio principalmente está conformada por aves y ganado vacuno, al realizar actividades estos no se verán muy afectados debido a que pueden migrar a áreas cercanas.

- Flora: la actividad que puede afectar a este componente es por el mejoramiento de la vía, sin embargo, solo se intervendrá en zonas puntuales que pueden ser regenerados mediante rehabilitación ambiental.
 - o Medio socioeconómico
- Seguridad y salud ocupacional: la agregación de impacto para este componente dio resultado negativo, debido a la generación de polvo, gases, etc. Sin embargo, para mitigar este impacto se realizará el respectivo plan de seguridad, en el dictamen ambiental este componente es compatible
- Población: este componente es positivo debido a la generación de fuentes de empleo, sin embargo, esto es de manera temporal.
- **Desarrollo del Plan de Manejo Ambiental (PMA)**

Se lo desarrolla con el objetivo de reducir el impacto ambiental de las actividades del proyecto a través de medidas ambientales preventivas de mitigación, control contingencia, monitoreo y seguimiento. El PMA está estructurado por los siguientes planes

Tabla 65. Estructura del Plan de Manejo Ambiental

Componente del PMA	Programas
1. Plan de prevención y mitigación de impactos	Prevención y control de ruidos
	Prevención y control de polvo, gases y olores
	Prevención de la contaminación de agua
	Prevención de la contaminación del suelo
	Prevención y reducción de flora y fauna
2. Plan de manejo de desechos	Manejo de desechos comunes
3. Plan de educación ambiental y difusión	Charlas de capacitación
4. Plan de relaciones comunitarios	Relaciones comunitarias
5. Plan de contingencia	Contingencias y respuestas
6. Plan de seguridad y salud ocupacional	Política general
	Señalización
	Seguridad ocupacional
	Salud ocupacional
7. Plan de monitoreo y seguimiento	Monitoreo de componentes ambientales
8. Plan de cierre y abandono	Abandono y entrega del área
9. Plan de rehabilitación	Rehabilitación de áreas afectadas

○ **Plan De Prevención Y Mitigación De Impactos**

Tabla 66. Programa de prevención y control de ruido

Programa de prevención y control de ruido						
Objetivos:		1. Minimizar el ruido generado por máquinas y equipos 2. Dar cumplimiento de los límites máximos permisibles (LMP) 3. Garantizar salud y seguridad de las personas que se encuentra en el área de influencia del proyecto				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Calidad aire	Generación de ruido por máquinas y equipos	Acordar lineamientos del uso adecuado de claxon, para evitar contaminación acústica	Lineamientos sobre uso adecuado de maquinaria	Encuesta a personas involucradas en el área de influencia sobre generación de ruido	1	Cada 2 semanas
		Establecer una velocidad máxima de 10 km/h para volquetes y vehículos	Lineamientos sobre uso adecuado de maquinaria	Registro de sanciones	1	Cada 2 semanas
		Realizar mantenimiento preventivo y programado para equipos y maquinaria	Cantidad de mantenimientos realizados al año	Registro de mantenimiento realizado al año	1	2 veces al año
Salud y seguridad ocupacional	Daño auditivo	Dotación de tapones auditivos al personal que use maquinaria, así como la señalización de prohibición de ruido	Cantidad de protectores auditivos entregados	Registro de entrega de protectores auditivos	3	4 al año

Tabla 67. Programa de prevención y control de emisiones de polvo, gases y olores

Programa de prevención y control de emisiones de polvo, gases y olores						
Objetivos:		1. Minimizar las emisiones de polvo, gases y olores 2. Dar cumplimiento de los límites máximos permisibles (LMP) 3. Garantizar salud y seguridad de las personas que se encuentra en el área de influencia del proyecto				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Calidad aire	Generación de gases y olores	Prohibir quema de desechos generados por la actividad minera	Lineamientos contra quema de desechos	Encuesta a personas involucradas en el área de influencia sobre generación de ruido	1	Cada semana
		Evitar acumulación de desechos orgánicos	Cumplir con el plan de manejo de desechos	Revisión e inspección	1	Cada semana
		Realizar mantenimiento preventivo y programado para equipos y maquinaria	Cantidad de mantenimientos realizados al año	Registro de mantenimiento realizado al año	1	2 veces al año
	Generación de polvo	Cubrir las volquetas con una lona para evitar la caída y suspensión de material, así como reglamentar la velocidad mínima de avance 10 km/h	Cantidad de señalización implementada	Fotografías	1	Permanente

Tabla 68. Programa de la prevención y mitigación de la calidad de agua

Programa de prevención y mitigación de la calidad de agua						
Objetivos:		1. Prevenir contaminación de recurso hídrico 2. Dar cumplimiento de los límites máximos permisibles (LMP)				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Calidad agua	Contaminación por derrame de aceites o grasas	Prohibición de vertido de desechos sólidos y líquidos	Cantidad de señalética de prohibición	Fotografías	1	2 veces al año
		Construcción de piscinas de sedimentación	Construcción de la piscina de sedimentación	Fotografías	1	1 vez al año
		Construcción de cubetos para almacenamiento de combustibles o grasas	Cumplimiento de la medida	Fotografía	1	1 veces al año
		Realizar mantenimiento preventivo y programado para equipos y maquinaria	Cantidad de mantenimientos realizados al año	Registro de mantenimiento realizado al año	1	Permanente

Tabla 69. Programa de prevención de contaminación de suelo

Programa de prevención de contaminación de suelo						
Objetivos:		1. Disminuir contaminación de suelo 2. Dar cumplimiento de los límites máximos permisibles (LMP)				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Calidad suelo	Contaminación de suelo	Prohibición de vertido de desechos sólidos y líquidos	Cantidad de señalética de prohibición	Fotografías	1	2 veces al año
		Si ocurre contaminación por hidrocarburos actuar inmediatamente con la limpieza con equipos adecuados	Tener equipos necesarios para la limpieza	Fotografías	1	1 vez al año
		Construcción de cubetos para almacenamiento de combustibles o grasas	Cumplimiento de la medida	Fotografía	1	1 veces al año
		Realizar mantenimiento preventivo y programado para equipos y maquinaria	Cantidad de mantenimientos realizados al año	Registro de mantenimiento realizado al año	1	Permanente

Tabla 70. Programa de prevención y reducción de flora y fauna

Programa de prevención y reducción de flora y fauna						
Objetivos:		1. Conservar y proteger la flora y fauna que se encuentra en la concesión				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Cobertura vegetal	Perdida de cobertura vegetal	Prohibir la tala de árboles y desbroce innecesario dentro y fuera del área de proyecto	Lineamientos contra la tala de árboles y desbroce	Inspección de la vegetación	12	Permanente
Composición faunística	Perdida de composición faunística	Regular uso de maquinaria fuera del horario de trabajo / Señalización de prohibición de caza	Cantidad de señalética instalada	Registro fotográfico e inspecciones	12	Permanente

○ **Plan de manejo de desechos**

Tabla 71. Programa de manejo de desechos comunes

Programa de manejo de desechos comunes						
Objetivos:		1. Minimizar las afecciones al ambiente productos de la generación de desechos sólidos 2. Disponer los desechos sólidos generados durante las actividades realizadas desde su generación hasta disposición final				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Agua, suelo, paisaje y salud ocupacional	Contaminación por mal manejo de desechos sólidos provenientes de limpieza	Ubicar en un área específica el material proveniente de la limpieza del frente de trabajo	Cumplir con la medida propuesta	Fotografía inspecciones e	12	Permanente
Agua, suelo, paisaje y salud ocupacional	Contaminación por mal manejo de desechos comunes	Realizar la respectiva clasificación de los residuos mediante la clasificación de colores: Negro (desechos inorgánicos), Verde (residuos orgánicos), Rojo (desechos peligrosos)	Cantidad de recipientes para almacenamiento de desechos	Fotografías	12	Permanente

	Contaminación por mal manejo de desechos peligrosos	Almacenar de manera temporal los desechos peligrosos en un área específica para posteriormente ser entregados a un gestor de desechos peligrosos	Construcción del área de almacenamiento	Inspección	12	Permanente
--	---	--	---	------------	----	------------

○ **Plan de educación ambiental**

Tabla 72. Programa de charlas de capacitación

Programa de charlas de capacitación						
Objetivos:		1. Fomentar en las personas involucradas conciencia ambiental para proteger el medio ambiente 2. Fomentar la educación sobre salud y seguridad industrial				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Población	Seguridad laboral y cuidado al medio ambiente	Dictar charlas sobre el uso de EPP para evitar daños en la salud del trabajador	Cantidad de charlas	Fotografías y registro de asistencia	1	2 vez al año
		Dar capacitaciones sobre el uso correcto de equipos y maquinaria usado en el día a día	Cantidad de charlas	Fotografías y registro de asistencia	1	1 vez al año
		Dar charlas sobre la importancia de conservar el medio ambiente	Cantidad de charlas	Fotografías y registro de asistencia	1	1 vez al año

○ **Plan de relaciones comunitarias**

Tabla 73. Programa de relaciones comunitarias

Programa de relaciones comunitarias						
Objetivos:		1. Vinculación con las personas que habitan cerca de la concesión				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Población	Posibles conflictos con personas que habitan cerca de la concesión por las actividades que se realiza	Dar a conocer a las personas y autoridades sobre las actividades a realizarse en la concesión	Cantidad de charlas	Fotografías y registro de asistencia	1	1 vez
		Mediante reuniones con las personas que vivan cerca del sector socializar los requerimientos de mano de obra de tal manera que sean cubiertas por estas.	Cantidad de charlas	Fotografías y registro de asistencia	1	Cada que se requiera

○ **Plan de contingencias**

Tabla 74. Programa de contingencias y respuestas

Programa de contingencias y respuestas						
Objetivos:		1. Realizar un sistema de respuesta ante incidentes que pueden ocurrir al realizar las actividades diarias				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Emergencia	Accidentes laborales	El jefe de mina será el encargado de determinar la gravedad de accidente, para la comunicación oportuna a las distintas instituciones (policía, cruz roja, bomberos)	Difusión del plan de contingencias	Fotografías de charlas impartidas	12	Permanente
		Colocación de señalética	Cantidad de señalética	Fotografías	12	Permanente
	Generación incendios	Al existir conato de incendio se hará uso de extintores y su respectiva comunicación a los bomberos en caso de que pase a circunstancias mayores	Cantidad de extintores	Fotografías	12	Permanente

○ **Plan de salud y seguridad ocupacional**

Tabla 75. Programa de política general

Programa de política general						
Objetivos:		1. Minimizar al máximo los posibles accidentes y enfermedades laborales				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Salud y seguridad ocupacional	Afectación a la seguridad y salud humana	Las personas que trabajen en la mina deberán estar afiliados al IESS	Cantidad de personas afiliadas	Certificado de afiliación	1	Cuando se contrate personal
		Dotar a los trabajadores del EPP cada vez que haya cumplido su vida útil, y establecer sanciones en caso de incumplimiento, estos equipos son: casco, botas, linterna, guantes, gafas de protección, chaleco reflectivo, ropa de trabajo, mascarillas, protector auditivo.	Registro de entrega del EPP	Fotografías y registros firmados de entrega de EPP	1	Permanente
		Revisar las condiciones de salud de los trabajadores antes, durante y después de haber trabajado en el proyecto	Chequeo médico	Certificación por parte de un médico	Antes de incorporarse al proyecto	Cuando sea necesario

Tabla 76. Programa de señalización

Programa de señalización						
Objetivos:		1. Evitar accidentes mediante la implementación de señaléticas en los lugares de trabajo				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Salud y seguridad ocupacional	Accidentes laborales	Se deberá colocar señalética tanto en el campamento como en las labores subterráneas de advertencia, obligación, prohibición, prevención, información. Estas son: - Riesgo de caída - Zona propensa a caída de rocas - Señales que indique la circulación de vehículos - Señales de salida de emergencia -Señales informativas de las diferentes áreas de trabajo	Cantidad de señaléticas implementadas	Fotografías e inspección	1	Una vez

Tabla 77. Programa de seguridad ocupacional

Programa de seguridad ocupacional						
Objetivos:		1. Implementar normas que eviten accidentes o enfermedades en el trabajo				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Seguridad ocupacional	Afectación a la seguridad ocupacional	Mediante la implementación de normas en el sitio de trabajo se establecerá los siguientes puntos: - Prohibición de bebidas alcohólicas y drogas en el lugar de trabajo - Prohibición de usar como medio de transporte para personal los vagones o balde de winche - Prohibición de bromas que pongan en juego la vida de los trabajadores - revisión del EPP antes de entrar al frente de explotación -Revisión de las máquinas y equipos a usar en las diferentes actividades.	Multas o sanciones	Registro de sanciones	12	Permanente

Tabla 78. Programa de seguridad ocupacional

Programa de seguridad ocupacional						
Objetivos:		1. Implementar normas que eviten accidentes o enfermedades en el trabajo				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Seguridad ocupacional	Afectación a la seguridad ocupacional	Mediante la implementación de normas en el sitio de trabajo se establecerá los siguientes puntos: - Prohibición de bebidas alcohólicas y drogas en el lugar de trabajo - Prohibición de usar como medio de transporte para personal los vagones o balde de winche - Prohibición de bromas que pongan en juego la vida de los trabajadores - revisión del EPP antes de entrar al frente de explotación -Revisión de las máquinas y equipos a usar en las diferentes actividades.	Multas o sanciones	Registro de sanciones	12	Permanente

Tabla 79. Programa de salud ocupacional

Programa de salud ocupacional						
Objetivos:		1. Implementar normas que eviten accidentes o enfermedades en el trabajo				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Salud ocupacional	Afectación a la salud	En caso de no contar con agua potable se deberá dotar al personal botellas de agua aptas para este fin, además, en caso de que se presenten accidentes menores, en el campamento deberá existir botiquín con los insumos necesarios para brindar primeros auxilios	Implementación y entrega de agua potable y botiquín	Fotografías	12	Permanente

○ **Plan de monitoreo y seguimiento ambiental**

Tabla 80. Programa de monitoreo de componentes ambientales

Programa de monitoreo de componentes ambientales						
Objetivos:		1. Determinar los parámetros necesarios para controlar los componentes ambientales				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Agua, suelo, aire, flora y fauna	Posible contaminación de agua	Monitoreo del agua en tres puntos de la quebrada, esto distribuidos de tal manera que se identifique en lugares más propensa la contaminación se debe analizar los siguientes parámetros: pH, metales pesados, oxígeno disuelto, turbidez, sólidos suspendidos, los cuales deberán ser comparados con los LMP	Análisis realizados	Resultados de laboratorio acreditado	6	2 veces al año
	Posible contaminación de suelo	Monitoreo del suelo en caso de derrames de sustancias peligrosas como combustibles, aceites, grasas	Análisis realizados	Resultados de laboratorio acreditado	6	2 veces al año
	Posible contaminación acústica	Monitoreo de los niveles de ruido durante el desarrollo de las actividades dentro de la jornada de trabajo	Análisis realizados	Fotografías e informes	6	2 veces al año
	Posible contaminación del aire	Monitoreo de material particulado y dióxido de carbono generado en el campamento	Inspecciones	Fotografías e informes	6	2 veces al año e
	Posible daño a la flora y fauna	Monitoreo de flora y fauna antes y durante las actividades de explotación	Informes	Fotografías e informes	6	2 veces al año

○ **Plan de cierre y abandono**

Tabla 81. Programa de abandono y entrega del área

Programa de abandono y entrega del área						
Objetivos:		1. Determinar las estrategias para el abandono y entrega final del área				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Suelo y paisaje	Generación de desechos	Para el retiro de las instalaciones se deberá proceder de la siguiente manera: - Sellar la boca mina - Desmantelar toda la maquinaria, equipos e infraestructura fuera del proyecto - Limpieza de suelos contaminados - Adecuación del terreno -Rehabilitar y revegetar la superficie del área	Cumplir con la medida	Fotografías e inspecciones	12	Al finalizar el proyecto
	Conflicto social	Informar a las personas vinculadas al proyecto sobre el cierre y abandono de mina, así como de las actividades a desarrollarse	Charlas con la comunidad	Fotografías y registro de asistencia	1	Al finalizar el proyecto

○ **Plan de rehabilitación**

Tabla 82. Programa de rehabilitación de áreas afectadas

Programa de rehabilitación de áreas afectadas						
Objetivos:		1. Recuperar el área afectada por el proyecto				
Lugar de aplicación:		Área de influencia del proyecto				
Responsable:		Técnico de la concesión				
Aspecto ambiental	Impacto identificado	Medida propuesta	Indicador de cumplimiento	Medio de verificación	Plazo (meses)	Frecuencia
Paisaje	Mejorar el paisaje	Para la rehabilitación del paisaje en primer lugar se debe identificar las zonas afectadas el cual sería el campamento, en esta área se hará una reforestación y revegetación con las mismas especies de la zona con fin de evitar la invasión de otras especies	Cumplimiento de la medida	Fotografías e inspecciones	12	Al finalizar el proyecto

6.3.12. Presupuesto Para El Plan De Manejo Ambiental

En este apartado se detalla el presupuesto necesario para implementar las medidas propuestas en el PMA descritas anteriormente, este resultado es sumado al presupuesto para la construcción del pique con fin de determinar el costo total del proyecto.

Tabla 83. Presupuesto para el Plan de Manejo Ambiental

Descripción	Costo Total (USD)
Plan de prevención y mitigación de impactos	
Lonas para volquete	100
Mejoramiento del área de combustibles	80
Construcción piscina de sedimentación	70
Plan de manejo de desechos	
Adquisición recipientes de desechos	60
Mejoramiento del área destinada a este fin	80
Plan de educación ambiental	
Charlas al personal que labora en la concesión	50
Plan de relaciones comunitarias	
Charlas al personal que labora en la concesión	50
Plan de contingencias	
Adquisición e implementación de señaléticas	150
Adquisición de extintor	120
Plan de seguridad y salud en el trabajo	
Adquisición del equipo de protección personal	600
Adquisición e implementación de señaléticas	200
Plan de monitoreo y seguimiento ambiental	
Recolección y análisis de muestras de agua	350
Recolección y análisis de muestras de suelo	400
Recolección y análisis de muestras de aire	140
Medición de ruido	100
Plan de cierre y abandono/Rehabilitación	
Sellado de boca mina	60
Abandono definitivo	300
TOTAL	2910

El costo total del proyecto sumado el PMA tiene un total de 26961.25 USD

6.3.13. Planificación de actividades

La secuencia de franqueo a seguir para construir el pique consta de dos partes:

- El ciclo de trabajo que consiste en la excavación el cual está compuesto por las siguientes actividades

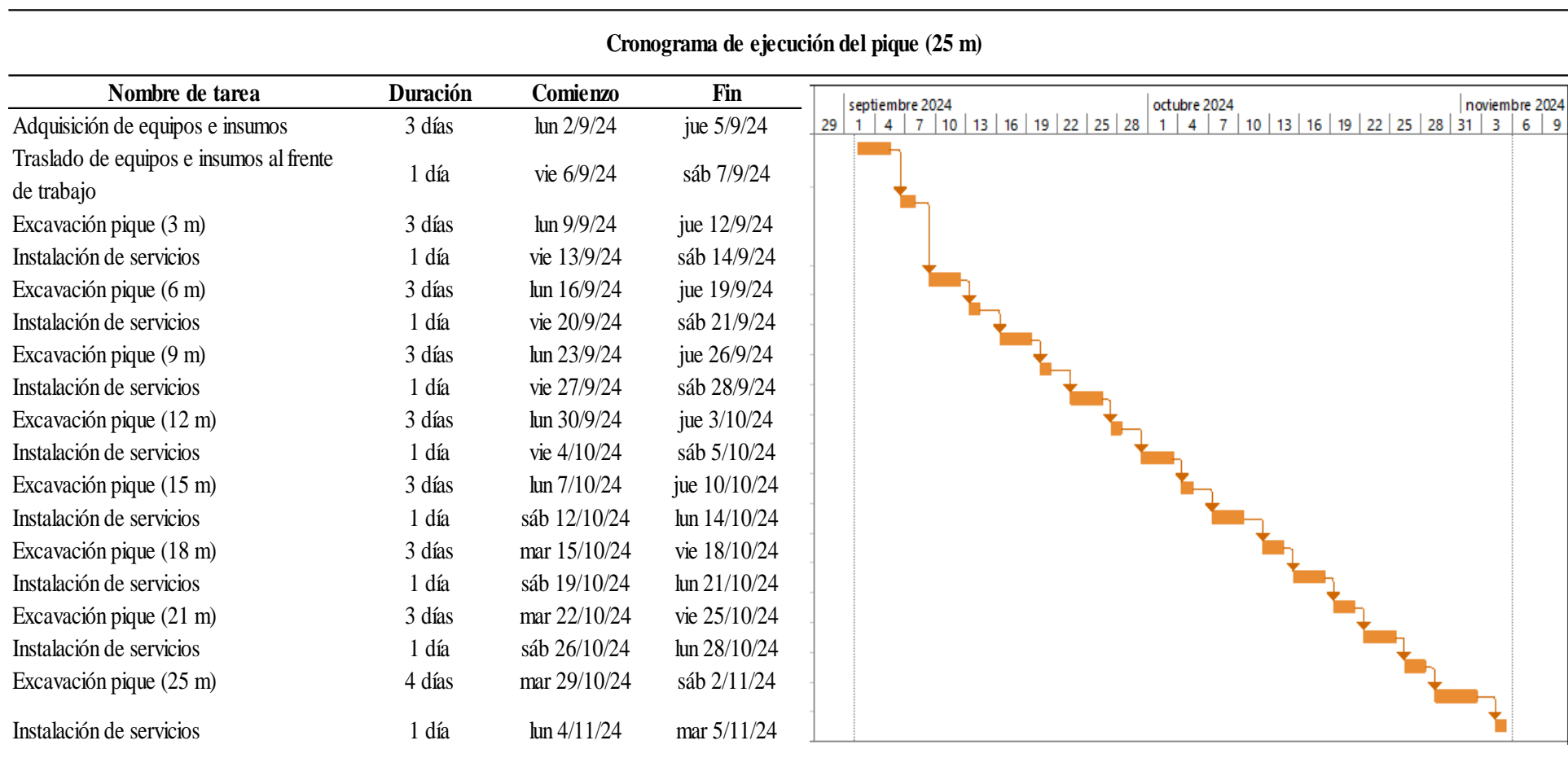
Tabla 84. Cronograma de actividades por turno

Actividad	Tiempo de operación
Saneamiento	0.15 h
Carga y limpieza	1.44 h
Izaje	0.17 h
Perforación	2.53 h
Carga sustancia explosiva	0.95 h
Ventilación	1 h
Total	6.24 h

- Instalación de plataformas de descanso, instalación de servicios que se realizan después de 3m con fin de proteger las instalaciones por posibles proyecciones de roca originado por voladuras posteriores

Además, a estos dos componentes se le adiciono tiempos necesarios para la adquisición de maquinaria y traslado de equipos e insumos al frente de trabajo. de esta manera tenemos el siguiente cronograma

Tabla 85. Cronograma de trabajo a implementar en la construcción del pique



- **Tiempo de excavación del pique**

De acuerdo a la tabla 82, se especifica la siguiente información:

Tabla 86. Tiempo de excavación del pique

Descripción	Medida	Unidad
Sección de voladura	3.67	m ²
Longitud de barreno	1.20	m
Longitud real de perforación	1.14	m
Eficiencia de voladura	90	%
Numero de turnos	1	turno
Horas de turno	6	horas
Avance real de voladura	1.02	m
Longitud del pique	25	m
Tiempo de ciclo	6.24	horas
Tiempo del proyecto		
Logística inicio de labores	4	Días
Días de franqueo	25	Días
Instalación de servicios	8	Días
Imprevistos	5	Días
Tiempo total del proyecto	42 días	

7. Discusión de Resultados

La discusión de resultados se realizó en base de los temas de mayor discusión, y son comparados con información técnica disponible de otros autores:

Respecto a la topografía en el proyecto llamado “Levantamiento de Cartografía Temática Escala 1:25000, lotes 1 y 2” realizado por SIGTIERRAS en el año 2015, el cantón Zaruma se encuentra emplazada por el dominio fisiográfico de vertientes externas de la cordillera occidental la cual presenta relieves imponentes con grandes desniveles y pendientes fuertes con alturas que van desde los 400 a 3500 msnm. Esta información se corrobora con los resultados obtenidos de la concesión minera “Reina del Cisne” ya que presenta cotas que van desde 998 a 1070 msnm, con pendiente muy inclinadas de 48% y 25.64°.

Respecto a la geología en la carta geológica de Zaruma realizada por el INIGEMM a escala 1:100000 la zona de estudio está ubicada en la Unidad Portovelo la cual se encuentra constituida por lavas basalto andesíticas, tobas andesíticas y tobas dacíticas, lo cual se corrobora con la información obtenida debido a que se encontró tobas andesíticas con un alto grado de meteorización, saprolito de roca volcánica y suelo residuales producto de la erosión de estas rocas, sin embargo en esta carta no se puede apreciar la presencia de depósitos aluviales debido a la escala cartográfica del mapa.

Sobre la geomecánica, Feijoo (2023) menciona que el sector de estudio presenta una calidad de roca “regular” por lo que clasifica esta roca en tipo III, en cambio con los resultados de esta investigación se determinó que la calidad promedio de la roca es buena (tipo II) superando tan solo con tres puntos la evaluación geomecánica. Además, para corroborar la información se implementó otra clasificación (Sistema Q) en esta se obtuvo un valor cercano al RMR por lo que se valida la información recolectada en campo.

En relación al diseño del pique, el estudio de Muzo (2020) destaca que para llevar a cabo el franqueo se debe determinar las dimensiones del pique en función a la producción requerida, los parámetros técnicos y los requerimientos específicos del régimen de minería. Con esto el autor menciona que, el costo total estimado para su proyecto es de 79 144 USD. En comparación con el costo obtenido en la presente investigación este valor es de 24 051.25 USD; esta diferencia está respaldada por los criterios establecidos en ambos estudios, tales como la selección de equipos, la longitud del pique, dimensiones de franqueo y adquisición de los equipos necesarios.

8. Conclusiones

- El mapeo de los 9 afloramientos encontrados en el sector de estudio permite ubicarlo geológicamente en la Unidad Portovelo, donde se determinó la presencia de tobas andesíticas al Oeste de la concesión, las cuales mediante análisis de laboratorio se observó que presenta óxidos de hierro, sulfuros y vetillas de cuarzo, además, se encontró suelo residual limo arcilloso color pardo rojizas producto de la desintegración de rocas preexistentes; en menor proporción se hizo el hallazgo de depósito aluvial a lo largo de la quebrada que circula dentro de la concesión el cual tiene clastos en su mayoría redondeados de aproximadamente 2 a 5 cm de tamaño.
- El tercer nivel de la concesión geológicamente este compuesto por rocas andesíticas que cubre una distancia de 29.15 m, esta roca se compone de 7% de cuarzo, 10% feldespato, 35 % plagioclasa, como minerales secundarios tiene pirita en un 3% y anfíbol del 8% en donde se encuentra la veta principal en el tramo (0+012.24m) la cual tiene azimut de 050° y buzamiento 70° SE, con una ley de 10 gr/ton después de esta se encuentra brechas la cual separa las andesitas de las andesitas basálticas, estas última se caracterizan por presentar color oscuro y tener presencia de cuarzo en un 5%, feldespato del 15 %, plagioclasa con 37 %, pirita en un 3% y anfíbol con un 20%.
- El levantamiento geomecánico del tercer nivel limitados en 5 tramos determino que la calidad promedio de la roca es “buena” tanto para la clasificación RMR (63.3) y Sistema Q (65.2) clasificando a esta roca como tipo II, debido a que presenta discontinuidades con un espaciamiento promedio de 0.30 m obteniendo un RQD promedio de 72.52 %
- Los ensayos de 6 muestras de roca realizados en el laboratorio de mecánica de rocas y materiales de la UNL permitieron determinar propiedades físicas y mecánicas, en donde se obtuvo un peso específico aparente de 2.67 gr/cm³, peso específico real de 2.79 gr/cm³, porosidad de 3.62 %, contenido de humedad de 0.98%, coeficiente esponjamiento de 1.19; mientras que la resistencia a la compresión simple es de 78 MPa, estos valores sirvieron para determinar el diseño más óptimo del pique
- La excavación del pique se realizará desde la cota 931 a 906 msnm, donde se implementará una sección rectangular de dimensiones 2.10 m x 1.80 m, la cual está dividida en tres compartimentos: Sistema de izaje, acceso por escaleras y un compartimento de servicios (manga ventilación, tuberías, cables eléctricos).
- El método de excavación es mediante perforación y voladura a sección completa en donde se usará 38 barrenos, de los cuales solo 34 tendrán sustancia explosiva y 4

barrenos están vacíos para facilitar la creación de una cara libre. En cada voladura se estima obtener un volumen de 4.4 m³ y 11.74 Ton donde se tiene una perforación y gasto específica de 11.78 m/m³ y 4.7 Kg/m³, respectivamente.

- En cuanto al sistema de sostenimiento se determinó que las labores necesitan pernos Split set de 1.6 m de longitud y 38 mm de diámetro, separados a una distancia de 1.5 m, además para evitar la caída de rocas se deberá instalar una malla electrosoldada la cual tiene abertura de 100 mm x 100 mm
- El sistema de izaje requiere de un motor de 30 HP, en donde se determinó un tiempo de ciclo de 10.2 min, este ciclo consiste en el carguío de material y levantamiento del mismo.
- El sistema de ventilación es impelente, es decir, se inyectará aire para diluir gases de voladura y eliminar material particulado, para ello se requiere de un ventilador axial de 10 HP y una manga de ventilación de 0.40 m
- El tiempo que llevará construir los 25 metros de pique es de 42 días laborales, donde 4 días serán destinado para logística de inicio de labores, 25 días serán dedicados al franqueo, 8 días en la instalación de servicios y 5 días por imprevistos. El costo total del proyecto es de 24 051.25 USD donde el costo de extracción por metro de avance es 911.93 USD, adicional a este valor hay que sumarle los costos por implementar el PMA el cual es de 2910 USD dando un costo total de 26 961.25 USD

9. Recomendaciones

- Actualizar la geomecánica cada 3 metros de avance especialmente donde se observe mayor inestabilidad con fin de re distribuir adecuadamente los barrenos en el macizo rocoso e implementar el sostenimiento más adecuado para evitar desprendimiento de roca
- Actualizar la base topográfica subterránea conforme se realice el avance de labores y para la proyección de futuras labores planificadas, para de esta manera mejorar el sistema de carga y transporte de material.
- Capacitar al personal antes de la ejecución del proyecto sobre los riesgos inherentes a la excavación como son trabajos en altura, uso correcto de equipos e insumos, uso de equipos de protección personal a fin de evitar accidentes laborales, para de esta manera cumplir con las medidas establecidas en el Plan de Manejo Ambiental

10. Referencias Bibliográficas

- Ayala, F. (1989). *Manual de Ingeniería Geológica - Instituto Tecnológico Geominero de España*.
- Banco Central del Ecuador. (2021). *La minería ecuatoriana*.
<https://contenido.bce.fin.ec/documentos/Estadisticas/Hidrocarburos/cartilla00.pdf>
- Benites, T. (08 de Agosto de 2018). Proyectos de construcción de piques modernos: Consideraciones prácticas para su gestión. <https://www.piquesminerosbm.com>
- Bustamante, E. (s.f.). Desatado de rocas. <https://es.scribd.com/doc/235416727/Desquinche-de-Rocas>
- Compumet Eirl. (2006). Sistemas de izaje en minería subterránea piques y winches. Lima, Perú.
https://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=631
- Conarsac. (15 de Agosto de 2023). Todo sobre la minería Subterránea. <https://n9.cl/zcpwe>
- De la Cruz, E. (Junio de 2000). Seguridad en el manejo y operaciones de piques. Lima, Perú.
<https://n9.cl/p5nge>
- Espinosa, J. (2019). Diseño de explotación de los agregados petreos del depósito aluvial del río Macará, ubicado en el sector "La Cruz", perteneciente al cantón Macará, Provincia de Loja. Loja, Ecuador.
- Estruch, M., & Tapia, A. (2003). Topografía subterránea para minería y obras. Catalunya, España: Ediciones UPC.
- García , F. (1994). Curso Basico de Topografía. México: Árbol editorial.
- González de Vallejo, L., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *Ingeniería Geológica*. Pearson Educación .
- Herrera, J. (2019). Introducción a la ventilación minera. Madrid, España.
https://oa.upm.es/70227/3/VENTILACION_DE_MINA_LM2B5T3_R0-20190418.pdf
- Herrmann, C., & Zappettini, E. (2014). Recursos Minerales, Minería y Medio Ambiente. *SEGEMAR*. Buenos Aires, Argentina. <https://lc.cx/HxdWpk>
- ISOTools. (25 de Mayo de 2023). Pasos para elaborar un Plan de Seguridad en el Trabajo.
<https://lc.cx/WHI98X>
- Maquirena. (30 de Mayo de 2022). Voladura en Minería Subterránea.
<https://www.maquirena.com/voladura-en-mineria-subterranea/>
- Medina, V. (22 de Junio de 2022). *RMR – Rock Mass Rating*. GeoNet:
<https://www.geoxnet.com/rmr-rock-mass-rating/>

- Ministerio de Energía y Minas. (Abril de 2018). Guía técnica de seguridad para transporte en minas subterráneas . Bogotá, Colombia. https://www.anm.gov.co/sites/default/files/guia_tecnica_de_seguridad_para_transport_e.compressed-2.pdf
- Ministerio del Ambiente. (Febrero de 2020). Línea de Base Nacional para la Minería Artesanal y en Pequeña Escala de Oro en Ecuador,. Ecuador. <https://n9.cl/nozyd>
- Ramón, J. (15 de Abril de 2020). *Eadic*. <https://eadic.com/blog/entrada/el-origen-de-la-mineria/>
- Sonami. (14 de Junio de 2013). Fortificación y acuñadura. Chile. <https://www.sonami.cl/v2/wp-content/uploads/2016/03/7.fortificacion-acunadura.pdf>
- Sosa, A., & Ibazeta, A. (2020). Topografía subterránea.

11. Anexos

Anexo 1. Ubicación

Anexo 2. Mapa Geomorfológico

Anexo 3. Mapa Hidrológico

Anexo 4. Mapa de Clima

Anexo 5. Mapa Sísmico

Anexo 6. Mapa Geología Regional

Ubicados en la carpeta de anexos

Anexo 7. Parámetros del sistema RMR Bieniawsky

Parámetros de clasificación										
1	Resistencia de la Matriz Rocosa	Ensayo de Carga Puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión Simple (Mpa)			
		Compresión Simple (Mpa)	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1	
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		100-90%	90-75%	75-50%	50-25%	<25%			
	Puntuación		20	17	13	6	3			
3	Separación entre diaclasas		>2m	2 - 0.6m	0.6 - 0.2m	0.2 - 0.06m	<0.06m			
	Puntuación		20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m			
		Puntuación		6	4	2	1	0		
		Abertura	Cerrada	<0.1 mm	0.1-1mm	1-5mm	>5mm			
		Puntuación		6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Ondulada	Suave			
		Puntuación		6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno suave <5mm	Relleno Suave >5mm			
		Puntuación		6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Lig. Alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta			
		Puntuación		6	5	3	1	0		
5	Agua Freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 Lts/min	10-25 Lts/min	25-125 Lts/min	>125 Lts/min			
		Relación Presión de agua/Tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5			
		Estado general	Seco	Lig. Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua Fluyendo			
		Puntuación		15	10	7	4	0		

Orientación de las discontinuidades en el túnel

Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Cualquier dirección buzamiento 0°-20°
Excavación a favor del buzamiento		Excavación en contra del buzamiento		Buz. 45° - 90°	Buz. 20° - 45°	
Buz. 45° - 90°	Buz. 20° - 45°	Buz. 45° - 90°	Buz. 20° - 45°			
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable

Corrección por orientación de las discontinuidades

Dirección y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable
<i>Puntuación</i>	Túnel	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60
Clasificación del macizo rocoso según el RMR						
RMR		100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Clase		I	II	III	IV	V
Calidad		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Cohesión		>4 Kp/cm ²	3-4 Kp/cm ²	2-3 Kp/cm ²	1-2 Kp/cm ²	<1 Kp/cm ²
Ángulo de rozamiento		>45°	35°-45°	25°-35°	15°-25°	<15°
Tiempo de autoporte y longitud sin sostener		10 años 15m	6 meses 8m.	1 semana 5m.	10 horas 2.5 m	30 minutos 1m

Anexo 8. Parámetros del sistema Q de Barton

Índice de calidad de excavación de túneles Q Barton 1974			
Descripción	Valor		Notas
1. Índice de calidad de la roca	RQD		1. Si el RQD es ≤ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10 para el cálculo 2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 200. 95. 90. Etc. Son lo suficientemente exactos
A. Muy mala	0-25		
B. Mala	25-50		
C. Regular	50-75		
D. Buena	75-90		
E. Excelente	90-100		
2. Número de familias de juntas	Jn		1. Para intersecciones emplear (3.0 x Jn) 2. En los portales emplear (2.0 x Jn)
A. Masivo sin o con pocas juntas	0.5-1		
B. Una familia de juntas	2		
C. Una familia de juntas + una asilada	3		
D. Dos familias de juntas	4		
E. Dos familias de juntas + una aislada	6		
F. Tres familias de juntas	9		
G. Tres familias de juntas + una aislada	12		
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (Figuración intensa)	15		
J. Roca triturada terrosa	20		
3. Rugosidad de las juntas	(Jr)		1. Añadir 1 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3m 2. Jr=0.5 puede utilizarse para juntas pulidas con lineaciones, con la condición de que estén orientadas para la resistencia mínima
<i>a) Contacto con las paredes</i>			
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm</i>			
A. Juntas sin continuidad	4		
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3		
C. Lisas, ondulantes	2		
D. Pulidas, ondulantes	1.5		
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5		
F. Lisas, planares	1		
G. Pulidas, planares	0.5		
<i>c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm</i>			
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes	1		
J. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes	1		
4. Alteración de las juntas	Ja	Φ_r grados aprox	1. Los valores de Φ_r , ángulo de fricción residual, dan una guía aproximada de las propiedades
<i>a) Contacto con las paredes de la roca</i>			
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75		
B. Paredes de juntas inalteradas, solo con manchas de oxidación	1	25-35°	

C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2	25-30°	mineralógicas de los productos de alteración, si estos están presentes
D. Recubrimientos limosos o arenos-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable)	3	20-25°	
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2mm de espesor o menos)	4	8-16°	
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm</i>			
F. Partículas arenosas, roca desintegradora, sin arcilla, etc.	4	25-30°	
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobre consolidados e inablandables (Continuos < 5 mm de espesor)	6	16-24°	
H. Rellenos de minerales arcillosos sobre consolidados media a baja (continuos < 5 mm de espesor)	8	12-16°	
J. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor Ja depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua	8-12	6-12°	
<i>c) Sin contacto de las paredes después del corte</i>			
K. Zonas de desintegración o trituración	6		
L. Roca y arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	8		
M. Zonas limosas o arcillo arenosa, pequeñas fracciones de arcilla.	8-12	6-24°	
N. Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	5		
O. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla	10-13		
P. (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	6-24		
5. Reducción por agua en las juntas	Jw	Presión aprox. Del agua (Kgf/cm²)	

A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min, localmente)	1	<1	1. Los factores C hasta F son estimaciones imprecisas. Aumentar J_w si se instala drenaje
B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos	0.66	1-2.5	
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno	0.5	2.5-10	
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos	0.33	2.5-10	2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo	0.2-0.1	>10	
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento	0.1-0.05	>10	
6. Factor de reducción de esfuerzos		SRF	
<i>a) Zonas de debilidad que interceptan la excavación y pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice cuando se construya el túnel</i>			
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad)		10	1. Reducir estos valores del SRF en un 25-50%, si las zonas de corte relevantes influyen, pero no interceptan la excavación
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50m)		5	
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m)		2.5	
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad)		7.5	
E. Zonas de corte aislada en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación < 50m)		5	
F. Zonas de corte aislada en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación > 50m)		2.5	
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)		5	

Anexo 9. Topografía de la Concesión Minera “Reina del Cisne”

Anexo 10. Levantamiento Subterráneos de las Galerías de la Concesión Minera “Reina del Cisne

Ubicados en la carpeta de anexos

Anexo 11. Ficha de descripción de afloramientos de las rocas

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS

1. INFORMACIÓN GENERAL

Responsable	Cristian Israel Curimilma Guamán
Nº Ficha	1
Código de muestra	M001-UNL
Tipo de muestra	Afloramiento
Elementos de yacencia	130°/ 43° Ancho: 2 m Potencia: 11 m

2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN

Coordenada UTM	X: 654550	Z: 980
PSAD 56	Y: 9590861	

3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA



Características de los componentes

Tipo de roca	Volcano-Sedimentaria
Color	Gris con alteraciones de color ostra
Textura	Clástica de grano fino
Tamaño del grano	> 0.06 mm
Análisis de Laboratorio	de Si
Lámina delgada	No
Nombre de la roca	Toba

Observaciones: Afloramiento de tipo artificial debido a la apertura de vía, la unidad geológica a la cual pertenece es la Unidad Portovelo. La cual está conformada por rocas altamente meteorizadas

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS

1. INFORMACIÓN GENERAL

Responsable	Cristian Israel Curimilma Guamán
Nº Ficha	2
Código de muestra	M002-UNL
Tipo de muestra	Afloramiento
Elementos de yacencia	195°/ 025° Ancho: 4 m Potencia: 1.80 m

2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN

Coordenada UTM	PSAD 56	X: 654572	Z: 992
		Y: 9590869	

3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA



Características de los componentes

Tipo de roca	Volcano sedimentaria
Color	Gris
Textura	Piroclástica
Tamaño del grano	> 0.06 mm
Análisis de Laboratorio	Si
Lámina delgada	No
Nombre de la roca	Toba

Observaciones: afloramiento natural, este se encuentra altamente meteorizado

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS

1. INFORMACIÓN GENERAL

Responsable	Cristian Israel Curimilma Guamán
Nº Ficha	3
Código de muestra	M003-UNL
Tipo de muestra	Afloramiento
Elementos de yacencia	Ancho: 4 m Potencia: 0.80 m

2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN

Coordenada UTM	X: 654568	Z: 1010
PSAD 56	Y: 9590914	

3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA



Características de los componentes

Tipo de roca	Sedimentaria
Color	Pardo rojiza
Textura	Limo arcilloso
Tamaño del grano	
Análisis de Si	
Laboratorio	
Lámina delgada	No
Nombre de la roca	Suelo residual

Observaciones: Afloramiento natural de suelo limo arcilloso, originado por descomposición de rocas preexistentes

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS

1. INFORMACIÓN GENERAL

Responsable	Cristian Israel Curimilma Guamán		
Nº Ficha	4		
Código de muestra	M004-UNL		
Tipo de muestra	Afloramiento		
Elementos de yacencia	160/80	Ancho: 3 m	Potencia: 2 m

2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN

Coordenada UTM	X: 654477	Z: 1008
PSAD 56	Y: 9590936	

3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA

Características de los componentes



Tipo de roca	Volcano sedimentaria
Color	Gris con tonalidades moradas
Textura	Afanítica
Tamaño del grano	> 2 mm
Análisis de Laboratorio	de Si
Lámina delgada	No
Nombre de la roca	Toba

Observaciones: Afloramiento artificial producto de la apertura de caminos dentro de la concesión, corresponde a un saprolito de roca volcánica

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS

1. INFORMACIÓN GENERAL

Responsable	Cristian Israel Curimilma Guamán		
N° Ficha	5		
Código de muestra	M005-UNL		
Tipo de muestra	Afloramiento		
Elementos de yacencia	340/65	Ancho: 11 m	Potencia: 5.5 m

2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN

Coordenada UTM	X: 654450	Z: 1020
PSAD 56	Y: 9590905	

3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA



Características de los componentes

Tipo de roca	Volcano sedimentaria
Color	Café oscuro
Textura	Piroclástica
Tamaño del grano	> 2 mm
Análisis de Laboratorio	de Si
Lámina delgada	No
Nombre de la roca	Toba

Observaciones: Afloramiento de tipo artificial debido a la apertura de vía, corresponde a un saprolito de roca andesita

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS

1. INFORMACIÓN GENERAL

Responsable	Cristian Israel Curimilma Guamán
N° Ficha	6
Código de muestra	M006-UNL
Tipo de muestra	Afloramiento
Elementos de yacencia	330/65 Ancho: 8 m Potencia: 5 m

2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN

Coordenada UTM	X: 654457	Z: 1020
PSAD 56	Y: 9590889	

3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA

Características de los componentes



Tipo de roca	Sedimentaria
Color	Pardo rojizo
Textura	Limo arcilloso
Tamaño del grano	> 2 mm
Análisis de Laboratorio	de Si
Lámina delgada	No
Nombre de la roca	Suelo residual

Observaciones: Afloramiento de tipo artificial debido a la apertura de vía, corresponde a un suelo residual producto de la desintegración de roca

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS

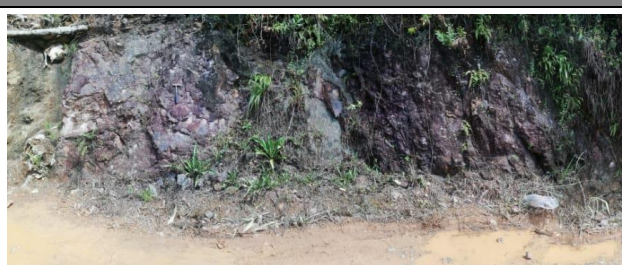
1. INFORMACIÓN GENERAL

Responsable	Cristian Israel Curimilma Guamán		
N° Ficha	7		
Código de muestra	M007-UNL		
Tipo de muestra	Afloramiento		
Elementos de yacencia	330/65	Ancho: 10 m	Potencia: 4 m

2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN

Coordenada UTM PSAD 56/17S	X: 654477	Z: 1023
	Y: 9590817	

3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA



Características de los componentes

Tipo de roca	Volcano sedimentaria
Color	Gris con tonalidades moradas
Textura	Piroclástica
Tamaño del grano	> 2 mm
Análisis de Laboratorio	Si
Lámina delgada	No
Nombre de la roca	Toba

Observaciones: Afloramiento de tipo artificial debido a la apertura de vía, corresponde a un saprolito de roca andesita

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS

1. INFORMACIÓN GENERAL

Responsable	Cristian Israel Curimilma Guamán		
Nº Ficha	8		
Código de muestra	M008-UNL		
Tipo de muestra	Afloramiento		
Elementos de yacencia	---	Ancho: ---	Potencia: ---

2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN

Coordenada UTM PSAD 56/17S	X: 654751	Z: 1023
	Y: 9591399	

3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA



Características de los componentes

Tipo de roca	Sedimentaria
Color	Pardo rojiza
Textura	Limo arcilloso
Tamaño del grano	
Análisis de Laboratorio	Si
Lámina delgada	No
Nombre de la roca	Suelo residual

Observaciones: Afloramiento artificial producto de la apertura de vías de acceso, corresponde a un suelo residual producto de la desintegración de la roca

FICHA DE DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE ROCAS

1. INFORMACIÓN GENERAL

Responsable	Cristian Israel Curimilma Guamán		
N° Ficha	9		
Código de muestra	M008-UNL		
Tipo de muestra	Afloramiento		
Elementos de yacencia	---	Ancho: ---	Potencia: ---

2. INFORMACIÓN DE UBICACIÓN

Coordenada UTM PSAD 56	X: 654477	Z: 1023
	Y: 9590817	

3. DESCRIPCIÓN PETROLÓGICA



Características de los componentes

Tipo de roca	Sedimentaria
Color	
Textura	Clastos redondeados
Tamaño del grano	2 – 5 cm
Análisis de Laboratorio	No
Lámina delgada	No
Nombre de la roca	Deposito aluvial

Observaciones: Afloramiento natural producto de la desintegración de la roca debido a flujo de agua presente en la concesión

Anexo 12. Geología Superficial de la Concesión “Reina del Cisne”

Anexo 13. Geología Subterránea de la Concesión “Reina del Cisne”

Ubicados en la carpeta de anexos

Anexo 14. Determinación del RQD en el tercer nivel

Ventana N°1/ Tramo 0+000 – 0+012.24	
Eje X	4 grietas
Eje Y	3 grietas
N° grietas/m²	7 grietas
Constante K	Se usa la constante 1.5 debido a que presenta mayor número de grietas verticales
Jv	10.5
RQD	80.35 %



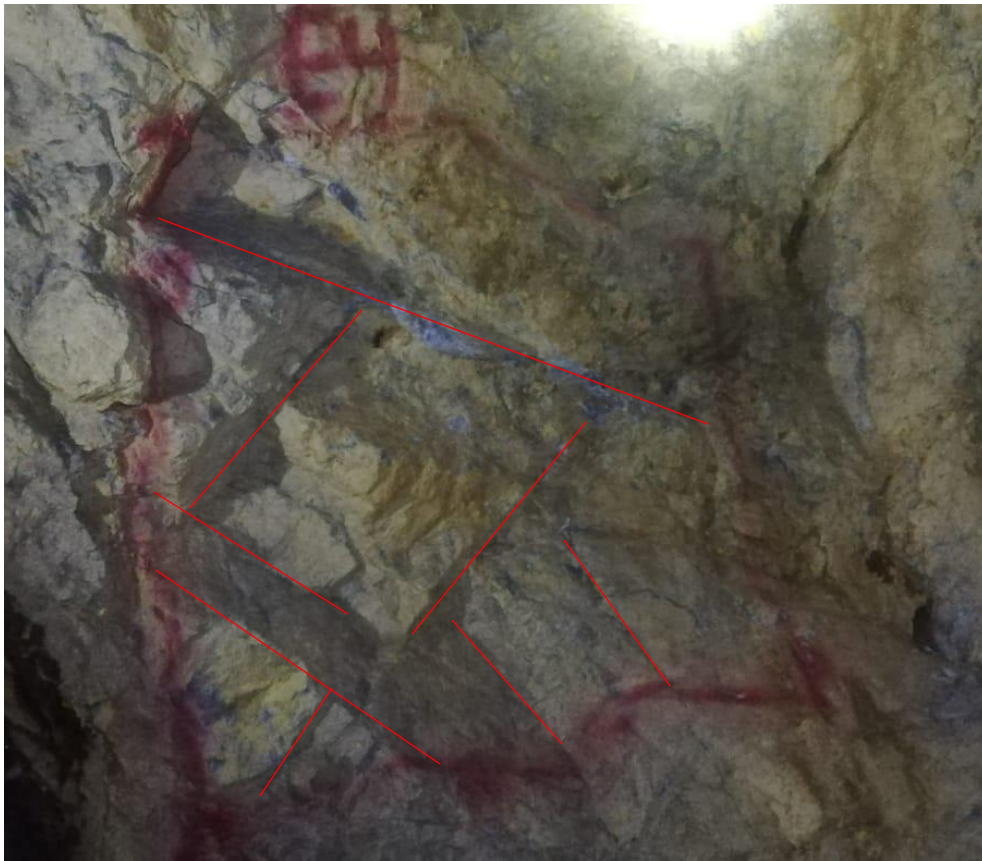
Ventana N° 2/ Tramo 0+012.24 – 0+021.15	
Eje X	6 grietas
Eje Y	4 grietas
N° grietas/m²	10 grietas
Constante K	Se usa la constante 1.5 debido a que presenta mayor número de grietas verticales
Jv	15
RQD	65.5 %



Ventana N° 3/ Tramo 0+021.15 – 0+029.15	
Eje X	8 grietas
Eje Y	3 grietas
N° grietas/m²	11 grietas
Constante K	Se usa la constante 1.5 debido a que presenta mayor número de grietas verticales
Jv	16.5
RQD	60.55 %



Ventana N° 4/ Tramo 0+029.15 – 0+038.44	
Eje X	5 grietas
Eje Y	3 grietas
N° grietas/m²	8 grietas
Constante K	Se usa la constante 1.5 debido a que presenta mayor número de grietas verticales
Jv	12
RQD	75.4 %



Ventana N° 5/ Tramo 0+038.44 – 0+057.44	
Eje X	7 grietas
Eje Y	2 grietas
N° grietas/m²	9 grietas
Constante K	Se usa la constante 1.15 debido a que presenta mayor número de grietas horizontales
Jv	10.35
RQD	80.8 %



Anexo 15. Valoración del macizo rocoso con el sistema RMR

Ventana N° 1/ Tramo 0+000 – 0+012.24			
Parámetros de clasificación	Resultado obtenido	Clasificación	Puntuación
1. Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)			
Compresión simple	56.08 Mpa	50-100 Mpa	7
2. Índice RQD de la Roca			
RQD (%)	80.35%	75-90%	17
3. Separación entre diaclasas			
Separación (m)	0.2m	0.2-0.6m	10
4. Estado de las discontinuidades			
Longitud de la discontinuidad (m)	0.7 m	< 1m	6
Abertura (mm)	1 mm	1-5 mm	1
Rugosidad	Escalonada rugosa	Rugosa	5
Relleno	No existe	Ninguno	6
Alteración	Lig. Alterado	Lig. Alterado	5
5. Agua freática			
Estado general	No existe caudal apreciable	Seco	15
Corrección por discontinuidades			
Túneles	Perpendicular al eje del túnel/Buzamiento de 80°	Muy favorable	0
Puntuación			72

Ventana N° 2/ Tramo 0+012.24 – 0+021.15			
Parámetros de clasificación	Resultado obtenido	Clasificación	Puntuación
1. Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)			
Compresión simple	85.77 Mpa	50-100 Mpa	7
2. Índice RQD de la Roca			
RQD (%)	65.5 %	50-75%	13
3. Separación entre diaclasas			
Separación (m)	0.38 m	0.2-0.6m	10
4. Estado de las discontinuidades			
Longitud de la discontinuidad (m)	0.6 m	< 1m	6
Abertura (mm)	1 mm	1-5 mm	1
Rugosidad	Rugosa plana	Rugosa	5
Relleno	No existe	Ninguno	6
Alteración	Lig. Alterado	Lig. Alterado	5
5. Agua freática			
Estado general	No existe caudal apreciable	Seco	15
Corrección por discontinuidades			
Túneles	Perpendicular al eje del túnel/Buzamiento de 75°	Muy favorable	0
Puntuación			68

Ventana N° 3/ Tramo 0+021 15 – 0+029.15			
Parámetros de clasificación	Resultado obtenido	Clasificación	Puntuación
1. Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)			
Compresión simple	33.57 Mpa	25-50 Mpa	4
2. Índice RQD de la Roca			
RQD (%)	60.5 %	50-75%	13
3. Separación entre diaclasas			
Separación (m)	0.10 m	0.06-0.2m	8
4. Estado de las discontinuidades			
Longitud de la discontinuidad (m)	0.6 m	< 1m	6
Abertura (mm)	1 mm	1-5mm	1
Rugosidad	Ondulada rugosa	Rugosa	5
Relleno	No existe	Ninguno	6
Alteración	Lig. Alterado	Lig. Alterado	5
5. Agua freática			
Estado general	No existe caudal apreciable	Seco	15
Corrección por discontinuidades			
Túneles	Perpendicular al eje del túnel/Buzamiento de 65°	Muy favorable	0
Puntuación			63

Ventana N° 4/ Tramo 0+029.15 – 0+038.44			
Parámetros de clasificación	Resultado obtenido	Clasificación	Puntuación
1. Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)			
Compresión simple	91.92 Mpa	50-100 Mpa	7
2. Índice RQD de la Roca			
RQD (%)	75.4 %	75-90%	17
3. Separación entre diaclasas			
Separación (m)	0.37 m	0.2-0.6m	10
4. Estado de las discontinuidades			
Longitud de la discontinuidad (m)	1 m	1 – 3 m	4
Abertura (mm)	1 mm	1-5mm	1
Rugosidad	Ondulada rugosa	Rugosa	5
Relleno	No existe	Ninguno	6
Alteración	Moderadamente Alterado	Moderadamente Alterado	3
5. Agua freática			
Estado general	No existe caudal apreciable	Seco	15
Corrección por discontinuidades			
Túneles	Perpendicular al eje del túnel/Buzamiento de 26°	Desfavorable	-10
Puntuación			61

Ventana N° 5/ Tramo 0+038.44 – 0+057.44			
Parámetros de clasificación	Resultado obtenido	Clasificación	Puntuación
1. Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)			
Compresión simple	45.73 Mpa	25-50 Mpa	4
2. Índice RQD de la Roca			
RQD (%)	80.8 %	75-90%	17
3. Separación entre diaclasas			
Separación (m)	0.40 m	0.2-0.6m	10
4. Estado de las discontinuidades			
Longitud de la discontinuidad (m)	0.6 m	< 1 m	6
Abertura (mm)	1 mm	1-5mm	1
Rugosidad	Ondulada rugosa	Rugosa	5
Relleno	No existe	Ninguno	6
Alteración	Moderadamente Alterado	Moderadamente Alterado	3
5. Agua freática			
Estado general	No existe caudal apreciable	Seco	15
Corrección por discontinuidades			
Túneles	Perpendicular al eje del túnel/Buzamiento de 76°	Media	-5
Puntuación			62

Anexo 16. Valoración del macizo rocoso con el sistema Q de Barton

Ventana N°1/ Tramo 0+000 – 0+012.24		
Parámetros de clasificación	Clasificación	Puntuación
1. RQD		
RQD (%)	Buena	80.35
2. Índice de diaclasado		
Jn	Dos familias de juntas + una aislada	6
3. Índice de rugosidad de las discontinuidades		
Jr	Rugosas e irregulares, ondulantes	3
4. Índice de alteración de las discontinuidades		
Ja	Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2
5. Factor de reducción por presencia de agua		
Jw	Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min, localmente)	1
6. Factor de reducción por tensiones		
SRF	Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m)	2.5
Puntuación		8.035

$$Q = \frac{80.35}{6} * \frac{3}{2} * \frac{1}{2.5}$$

$$Q = 8.035 \text{ (Calidad Media)}$$

Ventana N°2/ Tramo 0+012.24 – 0+021.15		
Parámetros de clasificación	Clasificación	Puntuación
1. RQD		
RQD (%)	Regular	65.5
2. Índice de diaclasado		
Jn	Una familia de juntas + una aislada	3
3. Índice de rugosidad de las discontinuidades		
Jr	Rugosas e irregulares, ondulantes	3
4. Índice de alteración de las discontinuidades		
Ja	Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2
5. Factor de reducción por presencia de agua		
Jw	Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min, localmente)	1
6. Factor de reducción por tensiones		
SRF	Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m)	2.5
Puntuación		13.1

$$Q = \frac{65.5}{3} * \frac{3}{2} * \frac{1}{2.5}$$

$$Q = 13.1 \text{ (Calidad Buena)}$$

Ventana N°3 / Tramo 0+021.15 – 0+029.15		
Parámetros de clasificación	Clasificación	Puntuación
1. RQD		
RQD (%)	Regular	60.55
2. Índice de diaclasado		
Jn	Tres familias de juntas	9
3. Índice de rugosidad de las discontinuidades		
Jr	Rugosas e irregulares, ondulantes	3
4. Índice de alteración de las discontinuidades		
Ja	Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2
5. Factor de reducción por presencia de agua		
Jw	Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min, localmente)	1
6. Factor de reducción por tensiones		
SRF	Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m)	2.5
Puntuación		4.03

$$Q = \frac{60.55}{9} * \frac{3}{2} * \frac{1}{2.5}$$

$$Q = 4.03 \text{ (Calidad Media)}$$

Ventana N°4 / Tramo 0+029.15 – 0+038.44		
Parámetros de clasificación	Clasificación	Puntuación
1. RQD		
RQD (%)	Buena	75.4
2. Índice de diaclasado		
Jn	Dos familias de juntas	4
3. Índice de rugosidad de las discontinuidades		
Jr	Rugosas e irregulares, ondulantes	3
4. Índice de alteración de las discontinuidades		
Ja	Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2
5. Factor de reducción por presencia de agua		
Jw	Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min, localmente)	1
6. Factor de reducción por tensiones		
SRF	Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m)	2.5
Puntuación		11.31

$$Q = \frac{75.4}{4} * \frac{3}{2} * \frac{1}{2.5}$$

$$Q = 11.31 \text{ (Calidad Buena)}$$

Ventana N°5 / Tramo 0+038.44 – 0+057.44		
Parámetros de clasificación	Clasificación	Puntuación
1. RQD		
RQD (%)	Buena	80.8
2. Índice de diaclasado		
Jn	Dos familias de juntas +una aislada	6
3. Índice de rugosidad de las discontinuidades		
Jr	Rugosas e irregulares, ondulantes	3
4. Índice de alteración de las discontinuidades		
Ja	Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2
5. Factor de reducción por presencia de agua		
Jw	Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min, localmente)	1
6. Factor de reducción por tensiones		
SRF	Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m)	2.5
Puntuación		8.08

$$Q = \frac{80.8}{4} * \frac{3}{2} * \frac{1}{2.5}$$

$$Q = 8.08 \text{ (Calidad Media)}$$

Anexo 17. Levantamiento Geomecánico del Tercer Nivel de la Concesión “Reina del Cisne”

Anexo 18. Ubicación del Pique a Implementar en la Concesión “Reina del Cisne”

Anexo 19. Diseño del Pasaporte de Perforación y Voladura

Anexo 20. Diseño del Esquema de Ventilación

Anexo 21. Diseño del Sistema de Izaje

Anexo 22. Diseño del Sostenimiento

Anexo 23. Diseño del Pique a Implementar en la Concesión “Reina del Cisne”

Ubicados en la carpeta de anexos

Anexo 24. Costos Unitarios Para Maquinaria

Cantidad	Equipo	Información del equipo					Aditamentos de recambio			Vida útil			
		Potencia	Tipo de energía	Valor original Vo (USD)	Valor residual Vr (USD)	Valor a depreciar Vd	Precio (USD)	Vida útil (h)	Condición de utilización	Horas Vu (h)	Años n	Interes anual capital, i (%)	Seguros, s (%)
1	Perforador YT27		Neumática	840		840				2112	1		
1	Compresor	59 HP	Díesel	18000	14000	4000	1000	1000	0.8	30000	10	8.17	2
1	Winche	50 HP	Electrico	7500	6000	1500	1000	1000	0.8	7000	6	8.17	2
1	Ventilador Axial	10 HP	Electrico	3000	1300	1700	1000	1000	1.1	8000	4	8.17	2

Costo de propiedad							Costos de funcionamiento						Costo de propiedad y operación CPO (USD/h)	Gasto generales GN (USD/h)	Costo total unitario (USD/h)
Cantidad	Equipo	Depreciación VAD (USD/h)	I.M.A. (USD)	Costo de capital CC (USD/h)	Costo de seguro CS (USD/h)	Costo total de propiedad CP (USD/h)	Costo de energía CE (USD/h)	Aceite y lubricantes CA (USD/h)	Costos de mantenimiento CM (USD/h)	Costo piezas de recambio PR (USD/h)	Costo del operador CO (USD/h)	Costo total de operación CTO (USD/h)			
1	Perforador YT27	0.40	840.00	0.00	0.00	0.40	0.00	0.00	0.00	0.00	9.89	9.89	10.29	1.03	11.32
1	Compresor	0.13	2200.00	0.09	0.02	0.25	4.25	0.59	0.11	1.00	0.00	5.35	5.60	0.56	6.16
1	Winche	0.21	875.00	0.04	0.01	0.26	8.56	0.00	0.17	1.00	9.89	19.62	19.88	1.99	21.87
1	Ventilador Axial	0.21	1062.50	0.04	0.01	0.27	1.05	0.00	0.23	1.00	0.00	2.28	2.55	0.26	2.81

Anexo 25. Costo Unitario por Ciclo de Avance

PERFORACIÓN

Mano de obra								
Cantidad	Incidencia por N° labores (%)	Personal	Costo por hora (USD/h)	Salario real (USD/h)	Alimentación (USD/h)	Total (USD/h)	Rendimiento (m-per/h)	Costo unitario (USD/m-perf)
1	25	Jefe de Mina	14.42	3.6	0.5	4.1	18	0.23
1	100	Perforista	7.87	7.87	0.5	8.37	18	0.46
1	100	Ayudante perforista	6.92	6.92	0.5	7.42	18	0.41
Total								1.11

Equipo						
Cantidad	Descripción	Marca	Costo por hora (USD/h)	Rendimiento (m-perf/h)	Costo unitario (USD/m-perf)	
1	Perforadora	Yt27	15.75	18	0.88	
1	Compresor	Ingersold	6.16	18	0.34	
TOTAL						1.22

Materiales					
Cantidad	Descripción	Precio unitario (USD/unidad)	Precio total (USD)	Vida útil (m-perf/unidad)	Costo unitario (USD/m-perf)
4	Barrenos	40	160	300	0.533333
3	Brocas	12	36	400	0.09
TOTAL					0.623333

Total costos directos: 2.95 USD/m-perforado

Costos indirectos		
Descripción	%	Costo unitario (USD/m-perf)
Administrativos	10	0.29
Imprevistos	3	0.09
TOTAL		0.38

Costo Unitario total	
Total costos directos (USD/m-perf)	2.95
Total costos indirectos (USD/m-perf)	0.38
TOTAL	3.33

VOLADURA

Mano de obra

Cantidad	Incidencia por N° labores (%)	Personal	Costo por hora (USD/h)	Salario real (USD/h)	Alimentación (USD/h)	Total (USD/h)	Rendimiento (m-car)	Costo unitario (USD/m- car)
1	10	Jefe de Mina	14.42	1.44	0.5	1.94	47.08	0.04
1	100	Perforista	7.87	7.87	0.5	8.37	47.08	0.18
1	100	Ayudante perforista	6.92	6.92	0.5	7.42	47.08	0.16
Total								0.38

Equipo

Cantidad	Descripción	Marca	Costo por hora (USD/h)	Rendimiento (m- carg/h)	Costo unitario (USD/m-car)
3	EPP	Yt27	0.28	47.08	0.01
3	Herramientas	Ingersold	0.52	47.08	0.01
TOTAL					0.02

Materiales				
Descripción	Precio unitario (USD/unidad)	Cantidad (unidad/pega)	Cantidad (U/m-carg)	Costo unitario (USD/m-perf)
Explogel Amon	5.63	38.16	0.77	4.34
Emulsen 910	3.51	1.69	0.04	0.14
Explogel III	4.25	6.18	0.14	0.60
Fulminante N°8	0.26	1	0.026	0.01
Cordón detonante	0.33	4.5	0.09	0.03
Mecha de seguridad	0.15	1.4	0.03	0.005
TOTAL				5.11

Total costos directos: 5.51 USD/m-cargado

Costos indirectos		
Descripción	%	Costo unitario (USD/m-car)
Administrativos	10	0.55
Imprevistos	3	0.17
TOTAL		0.72

Costo Unitario total	
Total costos directos (USD/m-car)	5.51
Total costos indirectos (USD/m-car)	0.72
TOTAL	6.22

TRANSPORTE

Mano de obra								
Cantidad	Incidencia por N° labores (%)	Personal	Costo por hora (USD/h)	Salario real (USD/h)	Alimentación (USD/h)	Total (USD/h)	Rendimiento (m³/h)	Costo unitario (USD/m³)
1	30	Jefe de Mina	14.42	4.33	0.5	4.83	4.5	1.07
2	100	Palero	11.93	11.93	1	12.93	4.5	2.87
1	100	Winchero	5.97	5.97	0.5	6.47	4.5	1.44
3	100	Obrero	17.9	17.9	1.5	19.4	4.5	4.31
Total								9.69

Equipos						
Cantidad	Descripción	Marca	Costo por hora (USD/h)	Rendimiento (m³/h)	Costo unitario (USD/m³)	
1	Winche	varios	22.73	4.5	5.05	
7	EPP	varios	0.66	4.5	0.15	
5	Herramienta menor	varios	0.89	4.5	0.2	
TOTAL					5.40	

Total costos directos: 15.09 USD/m³

Costos indirectos		
Descripción	%	Costo unitario (USD/m³)
Administrativos	10	1.51
Imprevistos	3	0.45
TOTAL		1.96

Costo Unitario total	
Total costos directos (USD/m ³)	15.09
Total costos indirectos (USD/m ³)	1.96
TOTAL	17.05

PLATAFORMAS DE DESCANSO

Mano de obra								
Cantidad	Incidencia por N° labores (%)	Personal	Costo por hora (USD/h)	Salario real (USD/h)	Alimentación (USD/h)	Total (USD/h)	Rendimiento (descanso/h)	Costo unitario (USD/descanso)
1	30	Jefe de Mina	14.42	4.33	0.5	4.83	0.025	193
5	100	Obrero	23.87	23.87	2.5	26.37	0.025	1054.67
Total								1247.67

Equipo					
Cantidad	Descripción	Marca	Costo por hora (USD/h)	Rendimiento (descanso/h)	Costo unitario (USD/descanso)
6	EPP	varios	0.56	0.025	22.56
5	Herramienta menor	varios	0.89	0.025	35.44
TOTAL					57.99

Materiales			
Descripción	Precio unitario (USD/unidad)	Cantidad (unidad/descanso)	Costo unitario (USD/m-perf)
Tablones	5.54	10	55.40
Travesaños de madera	7.5	1.69	12.68
TOTAL			68.08

Total costos directos: 1373.73 USD/descanso

Costos indirectos		
Descripción	%	Costo unitario (USD/m-perf)
Administrativos	10	137.37
Imprevistos	3	41.21
TOTAL		178.59

Costo Unitario total	
Total costos directos (USD/m-perf)	1373.73
Total costos indirectos (USD/m-perf)	178.59
TOTAL	1552.32

GUÍAS DE IZAJE

Mano de obra								
Cantidad	Incidencia por N° labores (%)	Personal	Costo por hora (USD/h)	Salario real (USD/h)	Alimentación (USD/h)	Total (USD/h)	Rendimiento (guías/h)	Costo unitario (USD/guía)
1	10	Jefe de Mina	14.42	1.44	0.5	1.94	0.041	47.36
3	100	Obrero	17.90	17.9	1.5	19.40	0.041	473.17
Total								520.53

Equipo				
Cantidad	Descripción	Costo por hora (USD/h)	Rendimiento (guias/h)	Costo unitario (USD/guía)
4	EPP	0.38	0.041	9.17
3	Herramienta menor	0.53	0.041	12.96
1	Soldadora	2.85	0.041	69.51
TOTAL				91.65

Total costos directos: 761.27 USD/guía

Costos indirectos		
Descripción	%	Costo unitario (USD/m-perf)
Administrativos	10	76.13
Imprevistos	3	22.84
TOTAL		98.97

Costo Unitario total	
Total costos directos (USD/m-perf)	761.27
Total costos indirectos (USD/m-perf)	98.97
TOTAL	860.24

VENTILACIÓN

Mano de obra								
Cantidad	Incidencia por N° labores (%)	Personal	Costo por hora (USD/h)	Salario real (USD/h)	Alimentación (USD/h)	Total (USD/h)	Rendimiento (m instalados/h)	Costo unitario (USD/m-instalados)
1	10	Jefe de Mina	14.42	1.44	0.5	1.94	2	0.97
2	100	Obrero	11.93	11.93	1	12.93	2	6.47
Total								7.44

Equipo				
Cantidad	Descripción	Costo por hora (USD/h)	Rendimiento (m-instalados/h)	Costo unitario (USD/m-instalados)
3	EPP	0.28	2	0.14
2	Herramienta menor	0.35	2	0.18
1	Ventilador	2.81	2	1.40
TOTAL				1.72

Materiales			
Descripción	Precio unitario (USD/unidad)	Precio (U/m-instalados)	Costo unitario (USD/m-instalados)
Manga ventilación	18	1	18.00
Soportes	1	1	1.00
Accesorios	1.5	3	4.50
TOTAL			23.50

Total costos directos: 32.66 USD/m-instalado

Costos indirectos		
Descripción	%	Costo unitario (USD/m-perf)
Administrativos	10	3.27
Imprevistos	3	0.98
TOTAL		4.25

Costo Unitario total	
Total costos directos (USD/m-perf)	32.66
Total costos indirectos (USD/m-perf)	4.25
TOTAL	36.9

Anexo 26. Certificación de traducción del resumen

Loja, 19 de febrero del 2025.

Ing. Pablo David Armijos Camacho, portador del documento de **identidad N°1105330672**, poseedor del **NIVEL INTERMEDIO B2-INGLÉS**, certificado **SETEC-CAL-2017-084**

Por medio de la presente tengo bien a **CERTIFICAR:**

Que he realizado la traducción al idioma inglés del resumen derivado del Trabajo de Integración Curricular **“Diseño de un pique en la mina “Reina del Cisne”, código 390460, ubicada en el cantón Zaruma, provincia de El Oro”**, de autoría del Sr. Cristian Israel Curimilma Guamán portador de la cédula de identidad N° 1105887226.

Es todo en cuanto puedo certificar en honor a la verdad, a su vez autorizo al interesado hacer el uso del presente para los fines que considere pertinentes.



Ing. Pablo David Armijos Camacho

SETEC-CAL-2017-084