



UNIVERSIDAD DEL AZUAY

FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Propuesta de diseño de explotación subterránea en la mina
polimetálica de la Sociedad Oro Inca, Santa Isabel –
Azuay”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autores:

JHONNY JAVIER LÓPEZ VINTIMILLA

JOFFRE JAVIER RÍOS DURÁN

Director:

ING. LEONARDO NÚÑEZ RODAS

CUENCA – ECUADOR

2023

DEDICATORIA

Este proyecto fruto de mi esfuerzo y constancia va dedicado a Dios y a mi madre, la persona más luchadora y fuerte que conozco, por el amor y apoyo incondicional que me supo brindar en todo momento para mi formación como persona y profesional.

Jhonny López Vintimilla

Este trabajo lo dedico a mis padres quienes me han brindado apoyo lo largo de mi vida, por su paciencia, dedicación y sacrificio para asegurarse de que tuviera una educación adecuada.

A mi hermano, abuelos, por brindarme sus consejos y enseñanzas, por siempre apoyarme y darme aliento cada vez que lo necesité. A mi hija Zoe que es el pilar fundamental de mi vida y el motor para seguir adelante.

Joffre Ríos Durán

AGRADECIMIENTO

Agradezco infinitamente a Dios por permitirme la vida, por los buenos y malos momentos, por las alegrías y tristezas, por los fracasos y triunfos que hicieron de mí un mejor ser humano.

Agradezco a mi madre, mi esposa y familia por toda la fuerza y motivación que supieron brindarme a lo largo de mi carrera universitaria para poder obtener uno de los anhelos más deseados.

Gracias a mi tío Wilton Vintimilla por la confianza y apoyo que supo brindarme siempre, por todos sus consejos y enseñanzas, a nunca rendirme y siempre echarle ganas a la vida.

Mi agradecimiento también a mis hermanos Andrés y Kerly por ser mi motivación a culminar mi carrera.

Asimismo, deseo expresar mi agradecimiento al director de tesis, ingeniero Leonardo Núñez por el apoyo y dedicación que ha brindado a este proyecto, de igual manera a todos mis docentes, compañeros y profesionales por compartir sus conocimientos.

Jhonny López Vintimilla

Agradezco primero a Dios, que es quien me ha dado la fortaleza y sabiduría para tomar cada una de mis decisiones, a mis padres por siempre estar a mi lado apoyándome y esforzándose para que yo pueda cumplir mis metas, a mi hija por ser la inspiración de querer superarme día a día.

De igual forma a mis profesores que han sabido guiarme y me han brindado sus conocimientos, agradezco que siempre se dieron el tiempo y la dedicación para resolver cada duda que tuve.

A mis amigos de la universidad, por compartir momentos y anécdotas conmigo, por hacer que el tiempo de estudio sea alegre y llevadero.

Joffre Ríos Durán

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE TABLAS	x
ÍNDICE DE ANEXO	xi
RESUMEN	xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1.....	2
MARCO TEÓRICO.....	2
1.1 Datos generales	2
1.2 Descripción de la zona de estudio.....	3
1.3 Ubicación geográfica	3
1.4 Accesibilidad a la concesión	4
1.5 Formaciones.....	4
1.5.1 Formaciones a nivel cantonal	6
1.6 Geología.....	7
1.6.1 Geología a nivel cantonal	7
1.7 Geología de la concesión minera.....	8
1.8 Topografía y Corte geológico	9
1.9 Clima	10
1.10 Mineralogía de la zona de estudio	11
1.10.1 Andesita.....	11
1.10.2 Riolita	12
1.10.3 Piroclastos.....	12
1.11 Yacimiento mineral	13
1.12 Mecánica de rocas.....	13

1.12.1	Clasificación geomecánica de roca en minería subterránea	14
1.13	Índice de carga puntual	14
1.13.1	Alcance de la máquina de Franklin	15
1.13.2	Resumen del método	16
1.13.3	Importancia del uso	16
1.13.4	Equipo de carga puntual	16
1.13.5	Preparación para las muestras	17
1.14	Levantamiento topográfico de detalle.....	20
1.15	Levantamiento topográfico con estación total	20
1.16	Levantamiento topográfico con dron.....	20
1.17	Procesos de explotación minera.....	21
1.17.1	Minería subterránea	21
1.18	Descripción de los procesos de la empresa.....	21
1.18.1	Explotación y extracción	21
1.18.2	Perforación y voladura	22
1.18.3	Carguío y transporte	22
1.19	Vetas angostas.....	23
1.20	Métodos aplicables en vetas angostas para minería subterránea	23
1.20.1	Método de explotación cut and fill.....	24
1.20.1.1	Condiciones de aplicación.....	24
1.20.1.2	Principios del método de explotación cut and fill	24
1.20.1.3	Desarrollo del método	25
1.20.1.4	Arranque.....	25
1.20.1.5	Manejo del mineral	25
1.20.1.6	Ventilación	26
1.20.1.7	Fortificación	26
1.20.1.8	Datos del método.....	26
1.21	Variantes	27
1.21.1	Overhand C&F Stopping	27
1.21.2	Post Pillar Stopping	27
1.21.3	Under C&F Stopping.....	28
1.21.4	Drift&Fill Stopping	28
1.22	Método de explotación sublevel stoping	28
1.22.1	Principios del método de explotación sublevel stoping	28
1.22.2	Arranque.....	28

1.22.3	Ventilación	29
1.22.4	Fortificación	29
1.22.5	Características.....	29
1.22.6	Ventajas	30
1.22.7	Desventajas.....	30
CAPÍTULO 2.....		31
CARACTERIZACIÓN DEL MATERIAL.....		31
2.1	Caracterización del material	31
2.1.1	Ensayo del porcentaje de humedad	31
2.1.1.1	Procedimiento del ensayo de porcentaje de humedad	31
2.1.1.2	Resultados	32
2.1.1.2.1	Porcentaje de humedad de veta	32
2.1.1.2.2	Porcentaje de humedad de roca de caja	33
2.1.2	Gravedad específica.....	33
2.1.3	Gravedad aparente	34
2.1.3.1	Procedimiento para obtener la gravedad aparente	34
	Para realizar el ensayo se siguieron los siguientes pasos:.....	34
2.1.3.2	Resultado.....	35
2.1.4	Gravedad real.....	36
2.1.4.1	Procedimiento para obtener la gravedad real.....	36
2.1.4.2	Resultado.....	37
2.1.5	Porosidad	38
2.1.5.1	Resultados	38
CAPÍTULO 3.....		39
DISEÑO DE EXPLOTACIÓN.....		39
3.1	Modelo Geológico	40
3.1.1	Topografía exterior mina.....	40
3.1.2	Topografía interior mina.....	41
3.2	Factores geomecánicos y de mecánica de rocas determinantes	42
3.2.1	Análisis Geomecánico	42
3.2.1.1	Resistencia a la compresión simple (RCS)	43
3.2.1.2	Designación de la calidad de la roca (RQD).....	46
3.2.1.3	Distancia entre diaclasas	47
3.2.1.4	Condiciones de diaclasas	48

3.2.1.5	Condiciones hidrológicas	49
3.2.1.6	Evaluación del efecto de orientación de las fallas	50
3.2.1.6.1	Corrección por orientación de las fracturas o fallas.....	51
3.2.1.7	Rock Mass Rating (RMR).....	51
3.3	Alternativas de diseño explotación	52
CAPÍTULO 4.....		54
ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS.....		54
4.1	Análisis, aplicación y cálculo de la reserva	54
4.1.1	Datos del yacimiento	54
4.2	Formulas aplicadas.....	55
4.3	Cálculos	56
4.3.1	Área del yacimiento.....	56
4.3.2	Volumen del yacimiento.....	56
4.3.3	Volumen del yacimiento en toneladas.....	56
4.3.4	Reserva del mineral	56
4.3.5	Reserva de un componente mineral	57
4.4	Cálculo de la vida útil de la mina	57
4.5	Diseño minero.....	58
4.6	Presentación del diseño de explotación	60
4.6.1	Galería principal	61
4.6.2	Secuencia de minado	63
4.7	Maquinaria y equipo minero.....	66
4.7.1	Equipos de perforación.....	67
4.7.2	Maquinaria de transporte de material	68
CONCLUSIONES		71
RECOMENDACIONES		72
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		73
ANEXOS		75

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Ubicación de la concesión Shyri.....	3
Figura 1.2. Vía de acceso a la concesión minera Shyri.....	4
Figura 1.3. Formación presentes en Ecuador	5
Figura 1.4. Formación a nivel cantonal.....	6
Figura 1.5. Geología a nivel cantonal.....	7
Figura 1.6. Geología a nivel parroquial.....	8
Figura 1.7. Corte geológico	9
Figura 1.8. Perfil geológico	9
Figura 1.9. Clima en la concesión minera Shyri	10
Figura 1.10. Ilustración sobre componentes de máquina de Franklin	17
Figura 1.11. Configuraciones de carga en muestras para diferentes tipos de rocas.	18
Figura 1.12. Cut and Fill	25
Figura 1.13. Sublevel Stopping	30
Figura 2.1. Probeta de plástico con agua y muestra	35
Figura 2.2. Probeta de vidrio con agua y muestra	37
Figura 3.1. Ortofoto de la mina Oro Inca	39
Figura 3.2. Topografía exterior mina	40
Figura 3.3. Topografía interior mina	41
Figura 3.4. Topografía interior mina-3D.....	42
Figura 3.5. Recolección de muestras	43
Figura 3.6. Clasificación de muestras	43
Figura 3.7. Prensa hidráulica	44
Figura 3.8. Ruptura de la muestra	44
Figura 3.9. Rumbo y buzamiento de la falla	50
Figura 3.10. Método Sublevel Stopping.....	52
Figura 3.11. Método Cut and Fill	53

Figura 4.1. Gráfico del yacimiento mineral.....	55
Figura 4.2. Gráfico del yacimiento mineral dividido en bloques	58
Figura 4.3. Extracción del material por corte y relleno	59
Figura 4.4. Relleno de la cavidad después de la explotación	59
Figura. 4.5. Diseño de explotación visto desde planta	60
Figura. 4.6. Diseño de explotación visto en 3D	60
Figura. 4.7. Galería tipo rampa.....	61
Figura. 4.8. Dimensiones de la galería principal en tramos rectos.....	62
Figura. 4.9. Dimensiones de la galería principal en tramos sinuosos.....	62
Figura. 4.10. Dimensiones de los subniveles	63
Figura. 4.11. Bloques a explotar.....	63
Figura. 4.12. Nivel 2 sin relleno	64
Figura. 4.13. Nivel 2 y subnivel 1.1 explotado y rellenado	65
Figura. 4.14. Nivel 2, subniveles 1.1 y 1.2 explotados y rellenados	65
Figura. 4.15. División de los bloques y subniveles	66
Figura. 4.16. Perforadora YT27	67
Figura.4.17. Descripción de perforadora YT27.....	68
Figura. 4.18. Locomotora WR8.....	68
Figura. 4.19. Características de locomotora WR8.....	69
Figura. 4.20. Carro minero U-35.....	69
Figura. 4.21. Dimensiones carro minero U-35.....	70

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1. Datos generales.....	2
Tabla 1.2. Clasificación de los minerales	11
Tabla 2.1. Resultados del ensayo del porcentaje de humedad de veta	32
Tabla 2.2. Resultados del ensayo del porcentaje de humedad de veta	33
Tabla 2.3. Resultados del ensayo de gravedad específica	36
Tabla 2.4. Resultados del ensayo de gravedad específica	38
Tabla 3.1. Resistencia a la compresión simple.....	45
Tabla 3.2. Resistencia del material intacto	45
Tabla 3.3. Fracturas observadas en el macizo rocoso.....	46
Tabla 3.4. Designación de calidad de roca	47
Tabla 3.5. Distancia entre diaclasas.....	48
Tabla 3.6. Condiciones entre diaclasas.....	48
Tabla 3.7. Condiciones hidrológicas	49
Tabla 3.8. Evaluación de las fallas	50
Tabla 3.9. Corrección de fracturas o fallas.....	51
Tabla 3.10. Parámetros de valoración.....	51
Tabla 4.1. Datos para el cálculo de la reserva mineral.	54
Tabla 4.2. Formulas para el cálculo de la reserva mineral.....	55
Tabla 4.3. Ficha técnica de la mina Oro Inca	58

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Bocamina de la mina Oro Inca	75
Anexo 2. Muestra de mineralización de la mina Oro Inca.....	75
Anexo 3. Pique de la mina Oro Inca	76
Anexo 4. Transporte del material.....	76
Anexo 5. Winche de izaje.....	77
Anexo 6. Rumbo y buzamiento de la falla.....	77
Anexo 7. Medición de fractura.....	78
Anexo 8. Muestreo de la mina Oro Inca	78
Anexo 9. Calculo para el RMR.....	79
Anexo 10. Ensayos de laboratorio.....	79
Anexo 11. Levantamiento con dron.....	80
Anexo 12. Levantamiento de las galerías y niveles.	80

“PROPUESTA DE DISEÑO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA EN LA MINA POLIMETÁLICA DE LA SOCIEDAD ORO INCA, SANTA ISABEL – AZUAY”

RESUMEN

El presente trabajo de titulación tuvo como objetivo implementar una metodología para el diseño de explotación subterránea de un yacimiento polimetálico, realizado por etapas; siendo la primera la ejecución de un levantamiento topográfico a detalle, para luego obtener un modelo geológico. Adicionalmente fue necesario el análisis de datos técnicos tales como propiedades geomecánicas, características geométricas del yacimiento, evaluación geológica y parámetros básicos tomados en campo. Con ello, se llegó a determinar que el macizo rocoso posee un RMR de 52, clasificándose como roca discreta; por lo que, mediante toda esta información se procedió a seleccionar el sistema de explotación corte y relleno ascendente, como el más adecuado para la extracción mineral en este yacimiento.

Palabras clave: Explotación subterránea, polimetálico, RMR, corte y relleno.



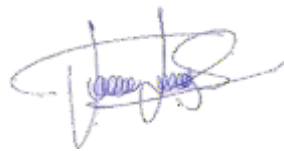
Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Director del Trabajo de Titulación



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinador de Escuela



Jhonny Javier López Vintimilla

Autor



Joffre Javier Ríos Durán

Autor

**"DESIGN PROPOSAL FOR UNDERGROUND EXPLOITATION IN THE
POLYMETALLIC MINE OF THE ORO INCA SOCIETY, SANTA ISABEL –
AZUAY"**

ABSTRACT

The present work aimed to implement a methodology for the design of underground exploitation of a polymetallic deposit, carried out in stages: the first being the execution of a topographic survey in detail, to then obtain a geological model. Additionally, it was necessary to analyze technical data such as geomechanically properties, geometric characteristics of the deposit. Geological evaluation and basic parameters taken in the field. With this, it was determined that the rock mass has an RMR of 52, being classified as discrete rock. Therefore, through all this information, the cutting exploitation system was selected. and upfill as the most suitable for mineral extraction in this deposit.

Keywords: Underground exploitation, polymetallic, RMR, cut and fill.



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Director of the Degree Project



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinator of the school



Jhonny Javier López Vintimilla

Author



Joffre Javier Ríos Durán

Author

Translated by the authors

Jhonny Javier López Vintimilla

Joffre Javier Ríos Durán

Trabajo de Titulación

Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Julio, 2023

**“PROPUESTA DE DISEÑO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA EN LA
MINA POLIMETÁLICA DE LA SOCIEDAD ORO INCA, SANTA ISABEL –
AZUAY”**

INTRODUCCIÓN

Ecuador es un país, que en el ámbito minero ha ido creciendo paulatinamente. Sin embargo, algunas empresas mineras no poseen un desarrollo tecnificado ni estudios adecuados, lo que ha generado en muchos casos pérdidas económicas considerables y afectaciones al ambiente. Es por ello que, es indispensable conocer las reservas disponibles, para desarrollar un diseño de explotación óptimo para extraer los minerales, de manera sustentable y sostenible.

Los métodos de explotación se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado, cada proyecto minero debería tener un sistema de explotación que se base en las características del yacimiento y que además facilite la obtención del mineral sin poner en riesgo la seguridad del personal y que minimice los costos de extracción y maximice los ingresos económicos.

La mina Oro Inca nunca tuvo un diseño de explotación, por lo que se ha venido extrayendo mineral de manera anti técnica. Además, no contaba con la información necesaria para elaborar el diseño de explotación, es por ello que, en el presente proyecto se realizó un estudio preliminar para conocer el estado actual de la mina y así poder mejorar las condiciones de explotación de la mina garantizando la seguridad del personal y el bienestar económico del titular minero.

CAPÍTULO 1**MARCO TEÓRICO****1.1 Datos generales****Tabla 1.1.** Datos generales

DATOS GENERALES			
Nombre del Proyecto	Oro Inca	Encargado	Segundo Fredi Carmona Vidal
Fecha Resolución	-	Teléfono	0985454655
Provincia - Cantón	Azuay- Santa Isabel	Responsable	Doc. Francisco Bermeo
Parroquia	Cañaribamba	Teléfono	-
Sector	Vicadel	Correo	-
Código catastral	101203		
Titular	Carrión Feijoo José Orlando		
Tipo de solicitud	Concesión Minera		
Fecha de inscripción	24/4/2010		
Material de interés	Oro – Plata		
Superficie	5 hectáreas		

Fuente: Elaboración propia

La concesión minera Shyri se encuentra ubicada en el sector Guabisay y Ramón Potreros de la parroquia Zhaglli del cantón Santa Isabel, en la provincia del Azuay.

1.2 Descripción de la zona de estudio

La sociedad minera Oro Inca con código 101203 se encuentra ubicada al sur - oeste del Ecuador, provincia del Azuay, cantón Santa Isabel, parroquia Zhaglli. Está formada por 5 hectáreas, es decir que pertenece a pequeña minería donde se desarrolla labores de exploración y explotación. El mineral de interés de la sociedad minera es oro y plata, la bocamina se encuentra a una altura de 2452 m.s.n.m.

El material útil extraído de la mina es llevado a la planta de beneficio ubicado en Portovelo, Zaruma. El material estéril es depositado en la escombrera, aunque también se los utiliza para el lastrado de vías de acceso a la concesión.

1.3 Ubicación Geográfica

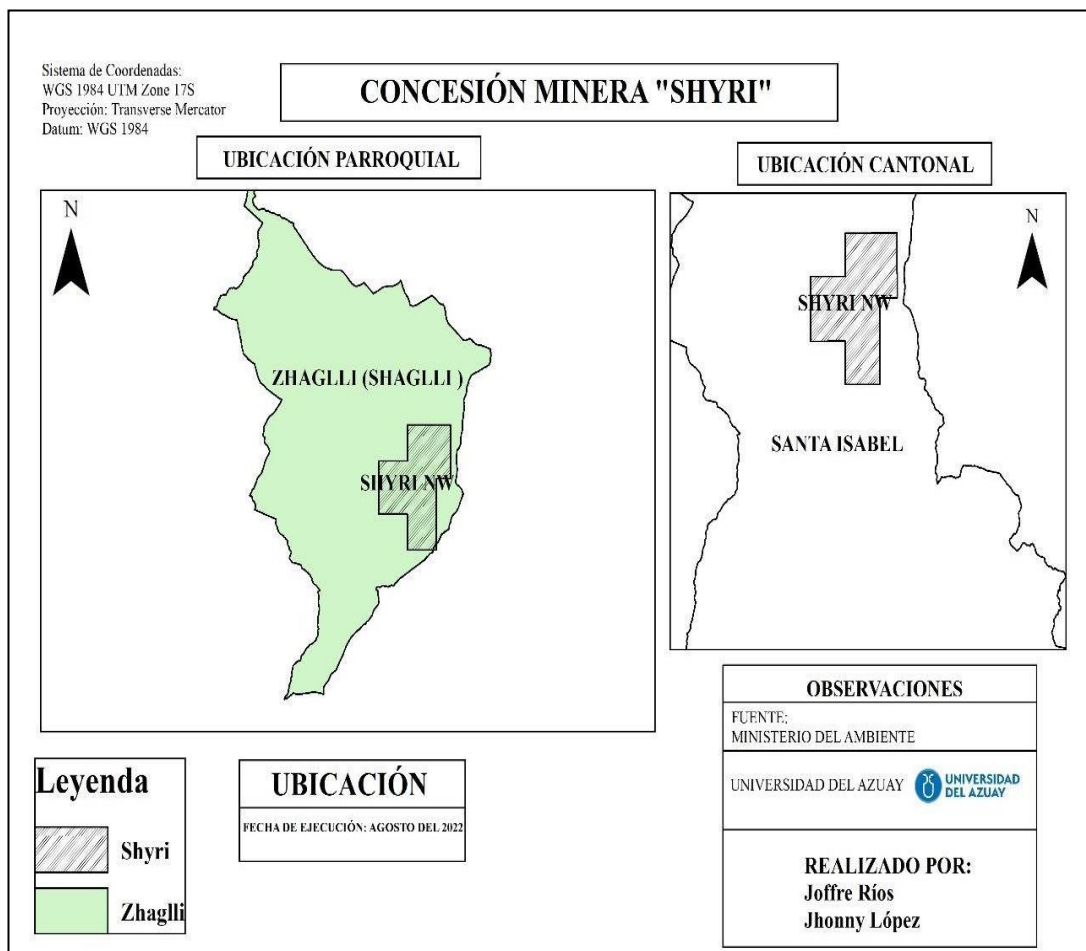


Figura 1.1. Ubicación de la concesión Shyri

Fuente: Elaboración propia

1.4 Accesibilidad a la concesión

El acceso a la concesión es de manera terrestre. Para llegar se toma la autopista Cuenca – Santa Isabel, seguido se recorre una calle de segundo orden con una distancia ascendente de 7,6 km, hasta la parroquia Cañaribamba; luego de llegar a esa zona se debe tomar una vía alterna con dirección hacia Huasipamba, después de 4,2 km de recorrido se llega a una vía alterna de tercer orden, en esta vía se conduce 1,8 km para llegar a la mina.



Figura 1.2. Vía de acceso a la concesión minera Shyri

Fuente: Elaboración propia

1.5 Formaciones

Se trata de agrupaciones rocosas con características similares, bastante específicas, lo que las distingue de los demás cuerpos de roca existentes. (Bosque, 2017)

Estas formaciones se dividen en tres tipos: ígneas, sedimentarias y metamórficas. Las rocas ígneas se forman por la cristalización del magma, una mezcla de roca fundida y

gases. Por su parte, las rocas sedimentarias se dividen en tres tipos: clásticas, químicas y bioquímicas. Con el paso del tiempo, el sedimento se consolida por medio de procesos de cementación y compactación, dando origen a una roca sedimentaria. Así mismo, las rocas metamórficas son aquellas que han cambiado su forma debido a los cambios de temperatura o presión. Este tipo de roca, en muchas ocasiones, presentan foliación. (Bosque, 2017).

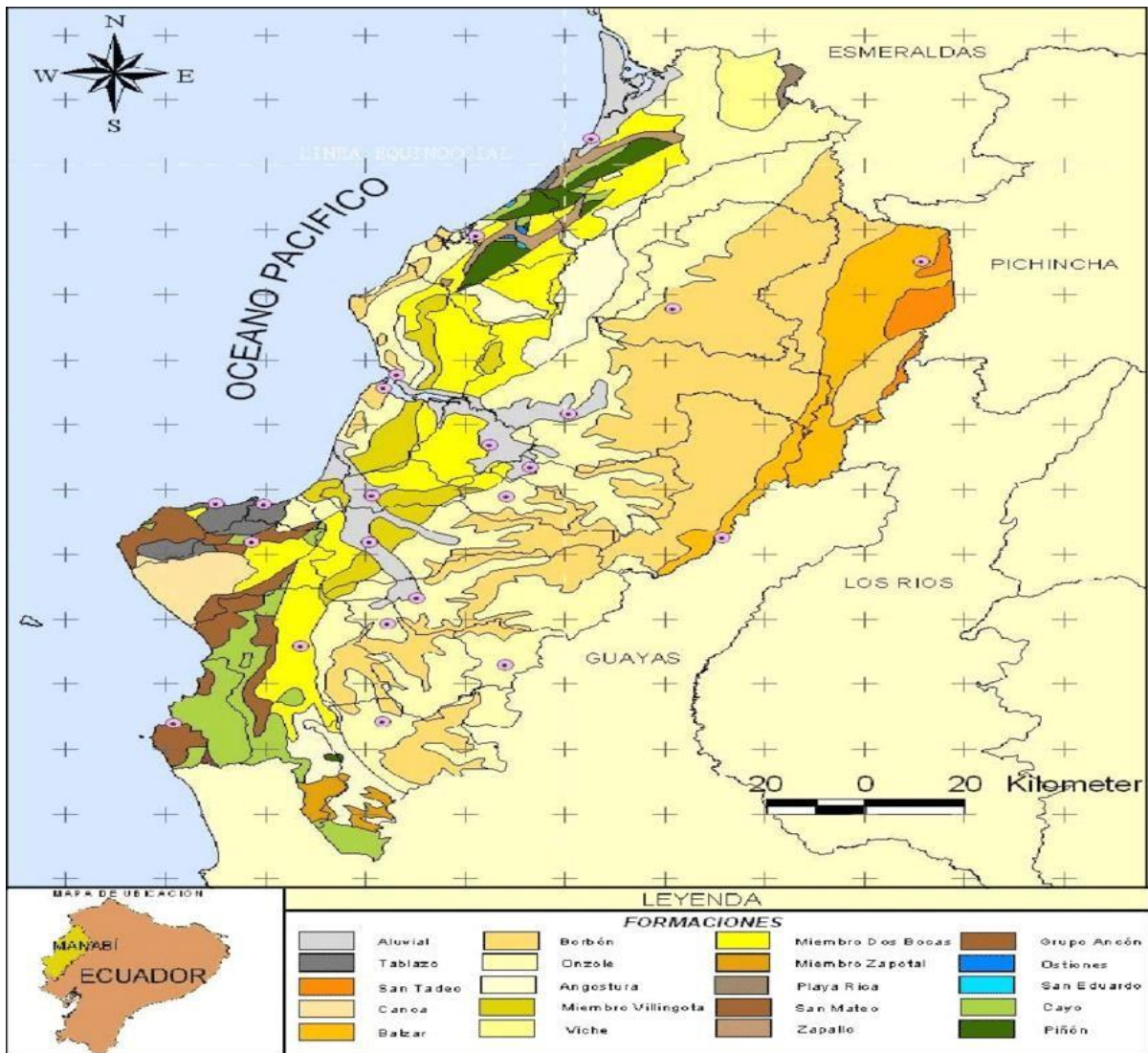


Figura 1.3. Formación presentes en Ecuador

Fuente: (Bosque, 2017=

1.5.1 Formaciones a nivel cantonal

Dentro de la concesión se encuentra la formación volcánica Pisayambo, que consiste de una potente y extensa secuencia volcánica que cubre grandes áreas de la cordillera en la parte central del Ecuador. Los piroclastos son predominantes en la unidad inferior que incluye brechas gruesas y aglomerados como también tobas con algunas lavas. Así mismo, se encuentra presente flujos masivos de lavas basálticas – andesíticas que predominan en la parte superior (Baldock, 1982).

En cuanto a su petrografía, comprende andesitas piroxenicas a veces con anfíbol que predominan en la Cordillera Occidental. De la misma manera, en la Cordillera Real predominan las andesitas de dos piroxenos, a veces con anfíbol. Sin embargo, allí se encuentran rocas más diferenciadas (Hall & Beate, 1991).

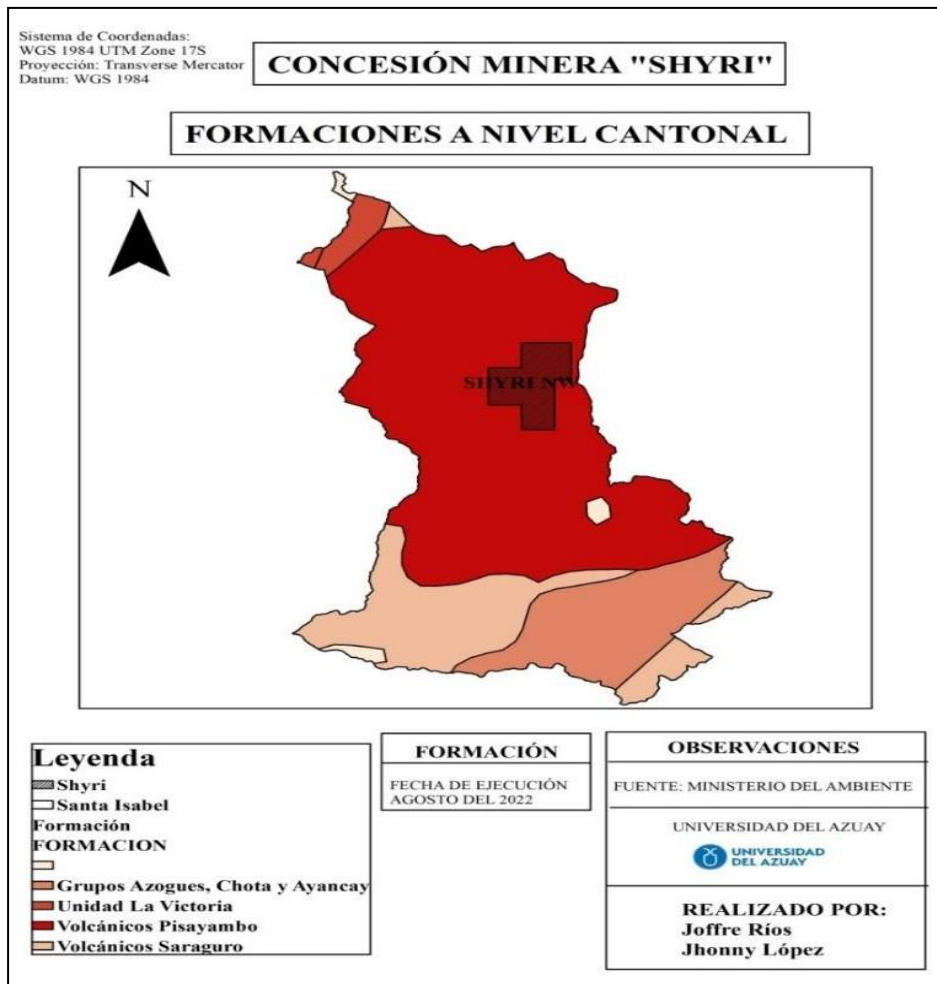


Figura 1.4. Formación a nivel cantonal

Fuente: Elaboración propia

1.6 Geología

La Geología es una ciencia que estudia la composición física y la historia geológica del planeta y se divide en geología física y geología histórica (Figueiras, 2021).

La geología física estudia los materiales que componen la estructura terrestre, como las rocas y los minerales, así como los procesos relacionados con ellos, como el vulcanismo, los terremotos, el movimiento de las placas tectónicas, etc.

Por otro lado, gracias a la geología histórica se conoce parte del origen del planeta y cómo evolucionó, además de los componentes que sustentan la vida y ayudaron a crear los suelos y los océanos (Figueiras, 2021).

1.6.1 Geología a nivel cantonal

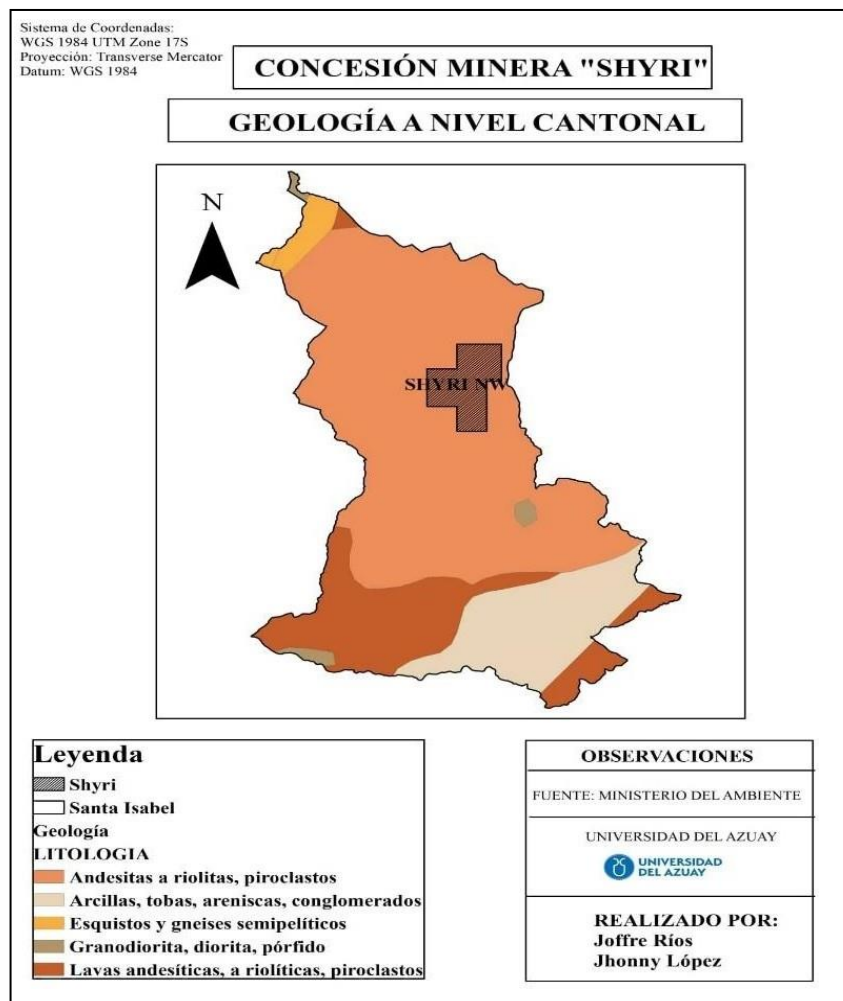


Figura 1.5. Geología a nivel cantonal

Fuente: Elaboración propia

1.7 Geología de la concesión minera

A nivel parroquial encontramos andesitas, riolitas, piroclastos, esquistos, gneises semipelíticos, granodiorita, diorita, pórfido y lavas andesíticas. En la concesión minera predominan las andesitas a riolitas y piroclastos. Las andesitas son rocas ígneas y subvolcánicas, que están compuestas químicamente entre un 52 a 63% de sílice, por lo general suelen tener una textura porfídica y a veces afanítica y su composición mineralógica está compuesta de anfíbol, plagioclasas y piroxenos. Por otra parte, las riolitas son rocas ígneas con una composición química félsica o ácida, es por ello que su contenido de sílice supera el 63%, además tiene una textura afanítica y su principal compuesto es el cuarzo, feldespato y plagioclasas. Así mismo, los piroclastos son fragmentos sólidos de material volcánico, esto es debido a la erupción volcánica que llega a la atmosfera y luego cae sobre la superficie.

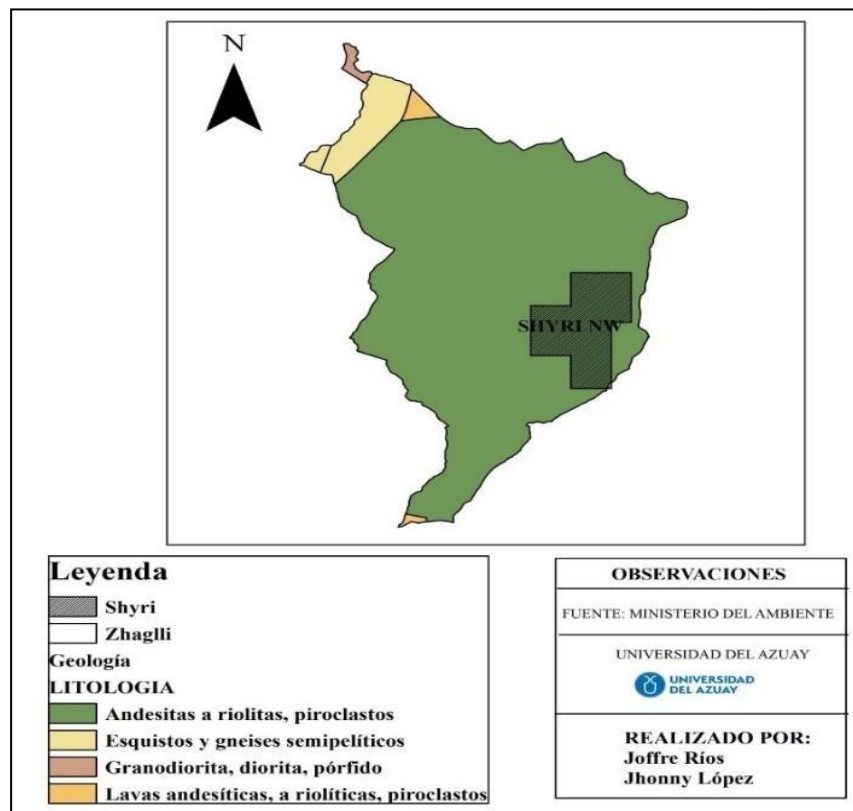


Figura 1.6. Geología a nivel Parroquial

Fuente: Elaboración propia

1.8 Topografía y Corte geológico

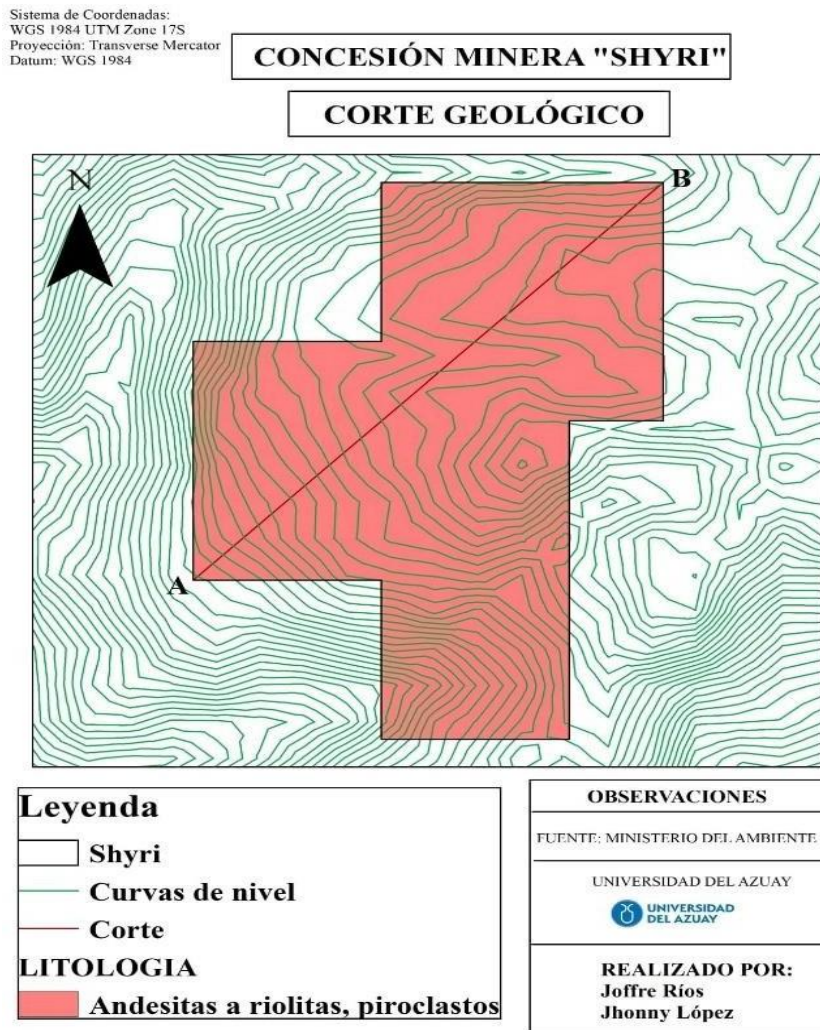


Figura 1.7. Corte geológico

Fuente: Elaboración propia



Figura 1.8. Perfil Geológico

Fuente: Elaboración propia

1.9 Clima

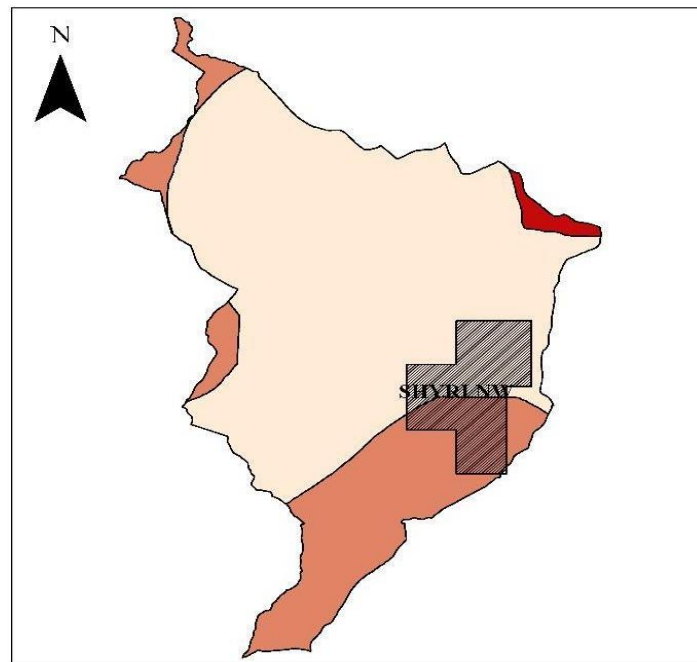
El clima en la parroquia Shaglli es templado lluvioso, su temperatura máxima promedio es de 15°C en marzo y de 14°C en enero. No llueve durante 59 días por año, la humedad media es de 84% y el Índice UV es de 3. (Orellana & Ugalde , 2019).

El análisis de la temperatura no es de relevancia ya que del rango más bajo al más alto es de 4 a 14 grados, en su mayor parte del territorio y va acorde a la ecología de la zona o viceversa. La precipitación en la parroquia de Shaglli está entre 700 a 1250 mm anuales, y una precipitación promedio de 1045mm. (Orellana & Ugalde , 2019).

Sistema de Coordenadas:
WGS 1984 UTM Zone 17S
Proyección: Transverse Mercator
Datum: WGS 1984

CONCESIÓN MINERA "SHYRI"

TIPO DE CLIMA A NIVEL PARROQUIAL



Leyenda	
	Shyri
	Zhaglli
Tipo de clima descripción	
	ECUATORIAL DE ALTA MONTANA
	ECUATORIAL MESOTERMICO SEMI-HUMEDO
	NIVAL

OBSERVACIONES
FUENTE: MINISTERIO DEL AMBIENTE
UNIVERSIDAD DEL AZUAY
REALIZADO POR: Joffre Ríos Jhonny López

Figura 1.9. Clima en la concesión minera Shyri

Fuente: Elaboración propia

1.10 Mineralogía de la zona de estudio

De acuerdo a Universidad Arturo Prat (2014), los minerales son sustancias químicas inorgánicas de origen natural que poseen propiedades físicas y químicas. La gran mayoría de minerales están constituidos por una combinación de dos o más elementos químicos. Sin embargo, hay algunos constituidos por un solo elemento que en su mayoría son sólidos y cristalinos con algunas excepciones.

De esta manera la clasificación del mineral depende de la composición química y de la estructura interna, como resultado se obtiene una variada clasificación. En la siguiente tabla se evidencian dos grupos de interés, los minerales metálicos y los minerales no metálicos.

Tabla 1.2. Clasificación de los minerales

Elemento Nativos	Metales	Oro, Cobre, plata, platino
	No metales	Diamante, grafito, azufre
Sulfuros	Galena, antimonita, blenda	Cinabrio
Sulfosales	Bolangerita, cilindrita	Jamesonita, estefanita
Óxidos e Hidróxidos	Cromita, cuarzo, hematita	Bauxita
Haluros	Atacamita, fluorita, halita	Silvita, carnalita
Carbonatos	Calcita, dolomita, aragonito	Azurita, malaquita, rosasita
Nitratos	Nitrato de sodio	Nitrato de potasio
Boratos	Kernita, borax, ulexita	Colemanita
Sulfatos	Baritina, yeso	
Fosfatos	Apatito	
Wolfanatos	Schelita, esquilita	
Silicatos	Arcillas, bentonita, caolín	Cianita, garnierita
	Moscovita, talco	

Fuente: Elaboración propia

1.10.1 Andesita

La andesita es una roca de color gris medio, de grano fino y de origen volcánico. Su nombre procede de los Andes de América del Sur, donde numerosos volcanes están formados por este tipo de roca. Además, de los volcanes de los Andes, muchas de las estructuras volcánicas que rodean el océano Pacífico están conformados por este mineral. La andesita muestra frecuentemente una textura porfídica. Cuando este es el

caso, los fenocristales suelen ser cristales claros y rectangulares de plagioclasas o cristales negros y alargados de anfíbol. La andesita se parece a menudo a la riolita, de modo que su identificación suele requerir el examen microscópico para verificar la abundancia, o la falta de cristales de cuarzo. La andesita contiene cantidades pequeñas de cuarzo, mientras que la riolita está compuesta de aproximadamente un 25 por ciento de cuarzo (Tarbuck & Lutgens, 2005).

1.10.2 Riolita

La riolita es el equivalente extrusivo del granito y está compuesta por silicatos claros. Este hecho explica su color, que suele ser de marrón claro a rosa o, a veces, un gris muy claro. La riolita es afanítica y contiene frecuentemente fragmentos vítreos y huecos que indican un rápido enfriamiento en un ambiente superficial. Cuando la riolita contiene fenocristales, son normalmente pequeños y están compuestos por cuarzo o por feldespato potásico. Al contrario del granito, que está muy destruido como grandes masas plutónicas, los depósitos de riolita son menos frecuentes y, en general, menos voluminosos (Tarbuck & Lutgens, 2005).

1.10.3 Piroclastos

Está formado por un fragmento que se generó por la actividad volcánica explosiva.

Los distintos tipos de piroclastos se distinguen fundamentalmente por su tamaño:

- Bomba: piroclasto mayor de 64 mm, con forma o superficie externa que indican un estado total o parcialmente fundido durante su formación y transporte.
- Bloque: piroclasto mayor de 64 mm, con forma angulosa o subangulosa que indican estado sólido durante su formación.
- Lapilli: piroclasto de tamaño medio entre 64 y 2 mm, de cualquier forma.
- Grano de ceniza: piroclasto menor de 2 mm. Puede dividirse en: grano de ceniza gruesa (tamaño arena) y grano de ceniza fina (tamaño lutita), también denominado grano de polvo. (Maitre, Fisher, Schimincke, & Tucker, 2003).

1.11 Yacimiento mineral

Según, el Servicio Geológico Minero (2017), un yacimiento mineral es una concentración anómala de una determinada sustancia mineral que puede ser aprovechada para obtener un beneficio económico. Se dice concentración porque los minerales de la corteza terrestre por lo general están en proporciones muy pequeñas, casi siempre medibles en partes por millón (gramos por tonelada). Para que sea considerado como un yacimiento mineral debe estar presente en la roca en una proporción muy superior a la de cualquier otro mineral.

Además, según el Servicio Geológico Minero (2017), los yacimientos se clasifican en tres grandes categorías que son:

- Combustibles o energéticas: formado por combustibles fósiles, carbón, petróleo, gas e hidrocarburos naturales.
- No metálicas o industriales: constituido por las rocas y minerales que poseen una utilidad industrial. Entre ellos se encuentran: áridos, rocas ornamentales, minerales refractarios, abrasivos, absorbentes, lubricantes, entre otros.
- Metálicas: incluye todos los minerales de los que se extraen metales.

1.12 Mecánica de rocas

La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada que estudia el comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocoso. Es la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno. (Ramírez & Monje, 2004)

Así definida, esta disciplina es básica para la minería, ya que el hecho de realizar excavaciones modifica los campos de fuerza en el entorno físico de la roca. La mecánica de roca forma a su vez parte de la geotecnia o geomecánica, que estudia el comportamiento de todos los materiales de origen geológicos por sí solos y en su interacción con estructuras y de la que también forma parte la mecánica de suelos (Ramírez & Monje, 2004).

1.12.1 Clasificación geomecánica de roca en minería subterránea

Mediante la clasificación geomecánica de roca en áreas subterráneas, se pueden establecer los planes a seguir para garantizar la instalación adecuada de las fortificaciones. Existen diferentes tipos de roca, de las cuales tienen sus propias características y propiedades físicas. Existen también, diferentes situaciones que requieren el uso de fortificación adicional para consolidar los estratos de la roca, afirmar los bloques y prevenir la caída de roca.

En la mayoría de los casos, el macizo rocoso aparece como un conjunto ensamblado de bloques irregulares, separados por discontinuidades geológicas como fracturas o fallas y, por ello la caracterización geomecánica de los macizos rocosos es compleja ya que debe incluir las propiedades de la matriz rocosa, así como de las discontinuidades.

Los tres sistemas más conocidos para la clasificación geomecánica de la roca son los siguientes:

- RQD (Rock Quality Designation) Designación de la calidad de roca, Deere et al, 1967).
- RMR (Rock Mass Rating) Clasificación de la masa rocosa, Bieniawski (1973, 1989).
- Q (Tunnel Quality Index) Índice de la calidad del túnel, Barton et al (1974).

1.13 Índice de carga puntual

La prueba de carga puntual es la prueba que más se usa para la determinación RCS a través de una prensa hidráulica que puede ser usada in situ o en el laboratorio, además de que requiere de muy poca o nula preparación de las muestras para las pruebas (Cordero, 2019).

El índice de carga puntual se calcula de la siguiente manera:

$$I_s = \frac{p}{De^2} \quad (1)$$

Donde:

I_s: índice de carga puntual (kg/mm²).

P: fuerza (kg).

De: diámetro equivalente de la probeta (mm).

El diámetro equivalente se puede obtener con la siguiente ecuación:

$$De^2 = \frac{4}{\pi} * W * D \quad (2)$$

Donde:

W: ancho medio de la muestra (mm).

D: distancia entre las puntas de los conos al realizar la rotura (mm).

Ensayo de carga puntual (Ensayo de Franklin)

Pueden existir algunos problemas para desarrollar este ensayo como no disponer de material suficiente para preparar las probetas, según las normas establecidas para el desarrollo de los ensayos de compresión simple o tener demasiadas muestras y que no resulte factible el transporte de estas, por eso se cree conveniente elaborarlas “in situ” (Flores & Tinoco, 2019).

El ensayo de carga puntual consiste en romper un fragmento de roca entre dos puntas conicas de acero endurecido, la muestra es colocada entre dichas puntas. Es conveniente que su diámetro no sea inferior a unos de 50 mm ya que, el volumen de la probeta influye en su resistencia. La fuerza P necesaria para romper la muestra se puede obtener leyendo el manómetro de la bomba manual que produce la presión requerida para dicha rotura (Ureña, 2021).

1.13.1 Alcance de la máquina de Franklin

- El método de ensayo cubre los lineamientos, requisitos y procedimientos para la determinación del índice de carga en la roca.
- Las muestras pueden tener diámetros desde 30 a 85 mm.
- Este método de prueba se aplica a rocas de resistencia media (resistencia a la compresión de más de 15 MPa).

- Todos los valores observados y calculados deberán ajustarse a las directrices para los dígitos significativos y redondeo de datos (M. Navarrete, 2013).

1.13.2 Resumen del método

- Esta prueba de índice se realiza sometiendo una muestra de roca a una carga, cada vez mayor hasta que el fallo se produce por la fractura de la muestra.
- También el índice de carga puntual se utiliza para clasificar las rocas. Es un método común que permite conocer la estimación de la resistencia a la compresión uniaxial (M. Navarrete, 2013).

1.13.3 Importancia del uso

- La prueba de carga puntual se utiliza para reducir el tiempo y el costo de las pruebas de resistencia a la compresión, cuando se utiliza en el campo.
- Este método de ensayo se realiza para determinar el índice de fuerza carga puntual de las muestras de roca.

Las muestras de rocas para realizar la prueba pueden ser diametrales y axiales; en forma de bloques o bultos irregulares que se prueban mediante la aplicación de carga a través de un par truncado de puntas cónicas (M. Navarrete, 2013).

1.13.4 Equipo de carga puntual

El equipo de carga puntual se compone de un sistema de carga típicamente compuesto por un bastidor de carga, un sistema de medición para indicar la carga P, requerida para romper la muestra, además debe ser resistente a golpes y vibraciones para que la precisión en las pruebas no se vea afectada

Las puntas cónicas tienen un ángulo de 60° y el radio de las puntas es de 5 mm. Las puntas deberán ser de material duro tal como carburo de tungsteno o de acero

endurecido; con el objeto de que permanezcan en buen estado durante la prueba y si debido al tiempo se desgastan estas podrán ser remplazadas (M. Navarrete, 2013).

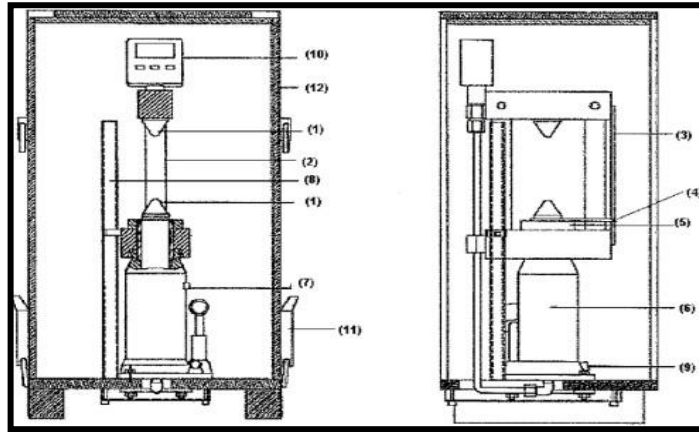


Figura 1.10. Ilustración sobre componentes de máquina de Franklin

Fuente: (ASTM D5731, 2016)

Los números referidos anteriormente son

- 1) Dos puntas cónicas.
- 2) Dos columnas marco de la cruceta fija.
- 3) Escala.
- 4) Puntero escala.
- 5) Un perno.
- 6) El cuerpo de la bomba hidráulica.
- 7) Tapón de llenado de aceite.
- 8) Mango de la bomba.
- 9) Válvula de liberación de presión.
- 10) Caso trabado por la cubierta superior.
- 11) Lectura de la presión digital.
- 12) Cubierta superior probador de carga puntual.

1.13.5 Preparación para las muestras

- La prueba de carga puntual es una prueba externa de la muestra en la que la dimensión no podrá ser inferior de 30 mm ni superior de 85 mm. Por lo

tanto, se escogió que las probetas que tenían una dimensión aproximada de 50 mm.

- En cuanto al tamaño y forma de las probetas pueden ser cilíndricas, cúbicas, paralelepípedos o muestras irregulares; y estas deben cumplir con las recomendaciones en cuanto a las dimensiones. Las superficies de las muestras deberán estar libres de irregularidades que pueden generar concentraciones de esfuerzos. No se requiere de ningún tratamiento especial de las muestras como el secado.
- El contenido de agua de las muestras puede afectar significativamente el valor de la resistencia de la roca. Por lo tanto, el ensayo debe especificar el contenido de agua en el programa de pruebas de carga puntual (Flores & Tinoco, 2019).

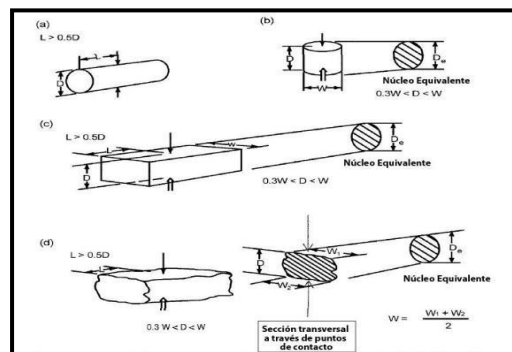


Figura 1.11. Configuraciones de carga en muestras para diferentes tipos de rocas.

Fuente: (ASTM D5731, 2016)

Obtención del I_s (50)

Con el manómetro instalado se puede medir la presión requerida y por medio de esta, intrínsecamente, la fuerza correspondiente que va dirigida hacia el pistón y que es necesaria para romper la muestra (Flores & Tinoco, 2019).

El índice de carga puntual se calcula con la siguiente expresión:

$$I_s = \frac{P * 1000}{De^2} \quad (3)$$

Donde:

P: Carga aplicada en kN.

De: Diámetro del núcleo equivalente en mm. (Cornejo, 2015)

Is: Índice de carga puntual, MPa.

(M. Navarrete, 2013)

Para fragmentos irregulares el Is (50) se lo calcula con la siguiente ecuación:

$$De^2 = \frac{A}{\pi} \quad (4)$$

Donde:

A: Área transversal mínima paralela a la dirección de la carga en mm²

El índice de resistencia a la carga puntual corregido, Is (50) de una muestra de roca se define como el valor del Is que se ha medido a través de una prueba diametral con D = 50 mm. Cuando una clasificación de roca es esencial, el método más fiable para obtener Is (50) es llevar a cabo las pruebas con diámetros igual a 50 mm o muy cercanos a dicho valor. La mayoría de las pruebas de carga puntual, son llevadas a cabo utilizando tamaños de muestras diferentes al diámetro mencionado (M. Navarrete, 2013).

Para la corrección del tamaño se utiliza la siguiente ecuación:

$$Is_{50} = FxIs \quad (5)$$

Donde:

F: es el factor de corrección por tamaño y se realiza mediante la ecuación a continuación:

$$F = \left(\frac{D}{50}\right)^{0.45} \quad (6)$$

(M. Navarrete, 2013)

Para las pruebas realizadas en muestras cercanas al valor de 50 mm de diámetro, la corrección se realiza mediante el uso de la ecuación siguiente:

$$F = \sqrt{\frac{\overline{D_e}}{50}} \quad (7)$$

(M. Navarrete, 2013)

1.14 Levantamiento topográfico de detalle

Se entiende por levantamiento topográfico al conjunto de actividades que se realizan en el campo con el objetivo de capturar la información necesaria, que permita determinar las coordenadas rectangulares de los puntos del terreno, ya sea directamente o mediante un proceso de cálculo, obteniendo una representación gráfica del terreno (Pachas, 2009).

1.15 Levantamiento topográfico con estación total

De acuerdo a lo establecido por Pachas (2009) una de las ventajas más significativas de este método es la toma y registro automático de datos, de esta manera se eliminan muchos errores de lectura como la anotación, transcripción y cálculo. En la mayoría de ocasiones los datos son guardados en formato ASCII permitiendo que puedan ser leídos por diferentes programas topográficos y de diseño.

1.16 Levantamiento topográfico con dron

En el levantamiento topográfico con dron se usa un equipo aéreo no tripulado (VANT). Así, como para capturar datos aéreos con sensores orientados hacia abajo se usa las cámaras RGB o multiespectrales y sensores LIDAR. Durante un levantamiento topográfico con drones con una cámara RGB, el suelo se fotografía varias veces desde diferentes ángulos y cada imagen se referencia con coordenadas. A partir de estos datos, un software de fotogrametría puede crear ortomosaicos georeferenciados, modelos de elevación o modelos 3D del área del proyecto. Estos mapas también se pueden utilizar para extraer información como distancias de alta precisión o mediciones volumétricas (WingtraOne, 2021).

1.17 Procesos de explotación minera

Método minero

Se denomina método minero a un proceso iterativo tanto desde el punto de vista temporal como espacial, que permite llevar a cabo la explotación minera en un yacimiento por medio de un conjunto de sistemas, procesos y máquinas que operan en forma ordenada, repetitiva y rutinaria (Herrera, 2006).

En la actualidad, el Servicio Geológico Mexicano (2017), indica que existen tres métodos los cuales son:

- Explotación por minería a cielo abierto.
- Explotación por minería subterránea.
- Explotación por sondeos.

1.17.1 Minería subterránea

Es la que desarrolla su actividad de explotación en el interior de la tierra a través de túneles, ya sean verticales u horizontales. En las minas, se trabaja desde una chimenea de acceso y se establecen niveles a intervalos regulares, por lo general con una separación de 50 metros o más; así como también, a partir de varios túneles de acceso con diferente altura, o de rampas de acceso que unen diferentes niveles (BCE, 2015).

1.18 Descripción de los procesos de la empresa

1.18.1 Explotación y extracción

En la actualidad la mina cuenta con 3 niveles, cada uno se encuentra a una distancia diferente, el primer nivel está a 36.4 m de profundidad, desde la bocamina, el segundo nivel está a 21.7 m de profundidad del primer nivel, el tercer nivel se encuentra situado a 20.83 m del segundo nivel. La boca mina se encuentra a una altura de 2452 m.s.n.m, y cuenta con una galería principal de 349.21 m de distancia, para acceder al bloque mineral, se utilizan dos piques interconectados.

El primer nivel se encuentra al final del pique 1, este nivel cuenta con un frente de exploración con dirección SO, en este existe una tolva subterránea con capacidad de 20 toneladas de almacenamiento que está conectado al segundo pique. En este nivel el material es transportado por el primer winche, el cual está encargada de extraer el material del tercer y cuarto nivel hacia la galería principal.

El segundo nivel está conectado con el pique 2, este cuenta con dos frentes, el primer frente con dirección NE, tiene un avance de 48 m y el segundo frente con dirección SO tiene un avance de 71 m. El material que se extrae en este nivel es transportado por el segundo pique hasta la tolva mediante una segunda wincha.

El tercer nivel tiene dos frentes de trabajo que se encuentra en labores de exploración y explotación, el primer frente con dirección NE tiene una distancia de 43 m y el segundo frente con dirección SO, tiene una distancia de 56 m, este nivel está conectado al segundo pique.

1.18.2 Perforación y voladura

La perforación se lleva a cabo mediante una perforadora modelo YT27, con barrenos de 1.20. m. Por lo general se realizan entre 3 y 4 perforaciones, dependiendo de la resistencia de la roca y dimensiones del túnel. Las dimensiones de los túneles de explotación dependen regularmente de la potencia de la veta, que van desde los 2 m hasta 3 m. Posterior a la perforación se realiza la voladura para la cual se utiliza Famesa - Emulnor 3000 y retacado, luego de la voladura se realiza la clasificación del material en interior mina.

1.18.3 Carguío y transporte

El material explotado en interior mina es cargado de forma manual a los carros mineros con ayuda de palas, posterior a ello es transportado de forma manual y mediante winches. La mina cuenta con 2 carros mineros con capacidad de 0,5 toneladas los cuales realizan labores en el tercer y cuarto nivel, también existen carros mineros con capacidad de 0,7 toneladas que son los encargados de transportar el material al exterior mina.

La mina tiene un avance de 1m lineal por cada frente de trabajo, debido a que se trabaja de 7:00 a 18:00.

El material útil extraído de la mina es llevado a la planta de beneficio ubicado Porto Velo “Zaruma”. En tanto al estéril es depositado en la escombrera ubicada en la exterior mina y también es utilizado para el lastrado de vías de acceso a la concesión.

1.19 Vetas angostas

Son estructuras de formación post-magmática, tectónicas, en su mayoría de origen hidrotermal, las cuales son rellenas por mineralización del tipo tabular, heterogénea, normalmente subvertical (algunos casos con manteos bajos), emplazadas a distintos niveles corticales. (Villalobos, s.f.)

Características:

- La potencia de las estructuras mineralizadas es menor a 3 m.
- Pueden existir un único evento mineralizados o múltiples eventos mineralizadores.
- Cuerpos únicos o múltiples, determinan la asignación de veta principal y vetas secundarias.
- Controladas estructuralmente bajo ambientes extensionales, compresivos o transtensionales.
- Las extensiones de la mineralización tanto vertical y horizontal, es mucho mejor en la estructura principal que en las secundarias.
- Los contenidos metálicos y de leyes pueden diferir entre la estructura principal y secundarias.
- La continuidad geológica, morfológica y de leyes es de una alta variabilidad.

1.20 Métodos aplicables en vetas angostas para minería subterránea

- Método Shrinkage Stopping
- Método Sublevel Stopping
- Método Cut and Fill
- Método Selectivo o Circado

A continuación, se describirán los métodos más usados en minería subterránea en Ecuador

1.20.1 Método de explotación cut and fill

1.20.1.1 Condiciones de aplicación

Se aplica por lo general en cuerpos de forma tabular verticales o subverticales, de espesor variable desde unos pocos metros hasta 15 o 20 m.

Se prefiere a otras alternativas cuando las paredes presentan malas condiciones de estabilidad. En cambio, la roca mineralizada debe ser estable y competente, especialmente si se trata de cuerpos de gran espesor. El mineral extraído debe ser suficientemente valioso de modo que el beneficio obtenido por su recuperación compense los mayores costos del método (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).

1.20.1.2 Principios del método de explotación cut and fill

Consiste en excavar el mineral por tajadas horizontales en una secuencia ascendente partiendo de la base del caserón.

Cuando se ha excavado una tajada completa, el vacío dejado se rellena con material exógeno que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo para el arranque y extracción de la tajada siguiente.

El mineral se extrae a través de piques artificiales emplazados en relleno, que se van construyendo a medida que la explotación progresa hacia arriba.

Como relleno, se utiliza el material estéril proveniente de los desarrollos subterráneos o de la superficie, también relaves o ripios de las plantas de beneficio, e incluso, mezclas pobres de material particulado y cemento para darle mayor resistencia (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007)

1.20.1.3 Desarrollo del método

Una galería principal de transporte emplazada a lo largo de la base del caserón, dotada de las correspondientes instalaciones de carguío (buzones).

Subnivel de corte inicial (undercut), ubicado entre 5 a 10 m sobre el nivel de transporte, y sus correspondientes chimeneas de acceso.

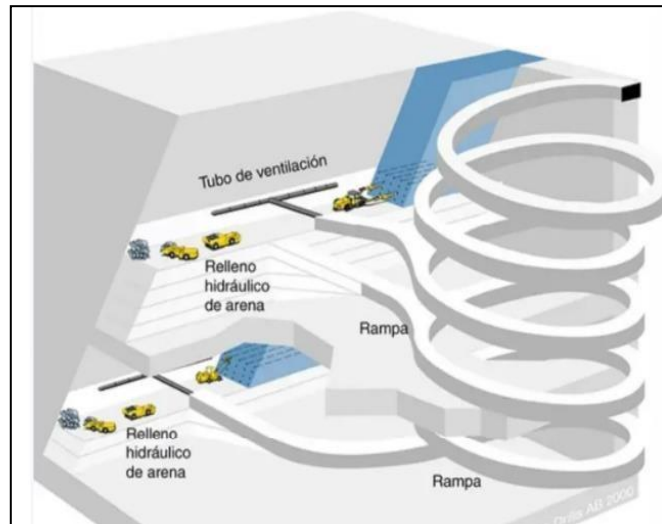


Figura 1.12. Cut and Fill

Fuente: Studocu, 2007

1.20.1.4 Arranque

El arranque del material se realiza mediante perforación horizontal o vertical hacia arriba como bancos invertidos, esto depende de las dimensiones del cuerpo mineralizado, espacios disponibles y capacidad productiva.

Es posible utilizar perforación manual (jack-legs o stopers) como también equipos tales como jumbos o wagon-drills (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).

1.20.1.5 Manejo del mineral

Consiste en cargarlo y transportarlo hasta los piques artificiales de traspaso. Dependiendo de las dimensiones del caserón y de la capacidad productiva, esta

operación puede ejecutarse con palas manuales y carretillas, scrapers, y también con equipos cargadores sobre neumáticos LHD.

En la base del caserón, los piques de traspaso descargan el mineral por intermedio de buzones a carros de ferrocarril o camiones (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).

1.20.1.6 Ventilación

El aire es inyectado a los caserones desde el nivel de transporte a través de chimeneas de acceso. En los frentes de trabajo, al interior del caserón, se utiliza ventilación secundaria mediante ventiladores auxiliares y ductos.

El aire viciado se extrae por las chimeneas de ventilación y/o de acceso hacia el nivel superior, y luego es evacuado incorporándolo en el circuito general de ventilación de la mina (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).

1.20.1.7 Fortificación

La práctica habitual es el empernado sistemático de las paredes, incluyendo cintas metálicas, malla de acero o cables según las condiciones de terreno.

El techo mineralizado se mantiene estable con elementos de fortificación semipermanentes tales como pernos y/o malla de alambre (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).

1.20.1.8 Datos del método

Permite una buena recuperación y selectividad de las reservas, se pueden obviar sin problemas las irregularidades del yacimiento. La dilución es controlable utilizando sistemas de soporte adecuados.

Entre sus debilidades se pueden señalar las siguientes:

- Discontinuidad de las operaciones para la colocación del relleno y los elementos de refuerzo.
- El volumen de mineral arrancado en un ciclo de trabajo es relativamente pequeño.

- Los requerimientos de mano de obra en actividades no productivas son altos, por lo tanto, la productividad del método es baja.

Con los equipos sobre neumáticos, se puede alcanzar un buen nivel de mecanización. La habilitación de rampas de acceso facilita el desplazamiento de los equipos de un caserón a otro, lo que permite mejorar sus rendimientos y, por consiguiente, la productividad del método. Es un método de alto costo, cuya aplicación se justifica cuando el mineral extraído tiene un valor asociado importante y las condiciones de estabilidad de la roca encajadora son precarias (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).

1.21 Variantes

1.21.1 Overhand C&F Stopping

- Cortes horizontales de 1.8 a 4.6 m son extraídos alejándose del acceso, hacia arriba.
- Mineral arrancado queda sobre el relleno.
- Desarrollo se inicia en la base del cuerpo.
- Techo puede sostenerse con pernos ocasionales si el mineral es competente o con pernos en una malla regular, para que el personal trabaje bajo un techo controlado.
- Problemas con perforación para tronadura y porque hay que sacar pernos a mano del material quebrado para que no interfiera en traspaso, y otros procesos (chancado)
- Soporte de techo y muros con madera

1.21.2 Post Pillar Stopping

- Para cuerpos anchos verticalmente que no pueden ser explotados por Room and Pillar
- Se mantienen pilares para soportar techo, pero el relleno los confina

- Mineral debe ser de buena competencia para prevenir fallas en pilares y techo

1.21.3 Under C&F Stopping

- Igual al Overhand C&F Stopping, pero se procede en dirección descendente

1.21.4 Drift&Fill Stopping

- Consiste en extraer por medio de galerías que son rellenas, permitiendo la extracción de la “galería” adyacente (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).

1.22 Método de explotación sublevel stopping

Este método se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales de gran espesor, por lo general superior a 10 m. También es posible aplicarlo en yacimientos masivos o mantos de gran potencia (Ortiz, 2012)

1.22.1 Principios del método de explotación sublevel stopping

La expresión “Sublevel” hace referencia a las galerías o subniveles a partir de los cuales se realiza la operación de arranque del mineral, el cual se recolecta en embudos o zanjas emplazadas en la base del caserón, desde donde se extrae según diferentes modalidades. Además, este es un método en el cual se excava el mineral por tajadas verticales dejando el caserón vacío, por lo general de grandes dimensiones, particularmente en el sentido vertical (Ortiz, 2012).

1.22.2 Arranque

En la versión convencional se perforan tiros en forma de abanico a partir de los subniveles dispuestos para esos fines. Se trata de tiros largos hasta unos 30 m

perforados de preferencia con jumbos radiales electro-hidráulicos y barras de extensión.

Las operaciones de perforación y tronadura se pueden manejar en este caso en forma continua e independiente, se puede barrenar con anticipación un gran número de abanicos, los que posteriormente se van quemando según los requerimientos del programa de producción.

1.22.3 Ventilación

Se debe tener una buena ventilación de nivel de producción ya que en la actualidad se usa cargadores a diésel para el manejo de mineral, como los equipos LHD. Para una buena ventilación se usan galerías de acceso o cabecera ubicadas en los límites del caserón. El aire es inyectado por una de las galerías y luego de recorrer es extraído por otra galería. En los subniveles de perforación la ventilación se va desviando el flujo de aire hacia las chimeneas o rampas de acceso de los subniveles (Ortiz, 2012).

1.22.4 Fortificación

En este método se necesita unas buenas condiciones de estabilidad de la roca mineralizada y de la roca circundante, por lo cual no se usa elementos de refuerzo. Las galerías de producción en la base de los caserones se fortifican mediante pernos cementados o pernos y malla de acero dependiendo de las condiciones locales de la roca. En los subniveles de perforación se puede usar elementos de refuerzo dependiendo de las condiciones de la roca (Ortiz, 2012).

1.22.5 Características

- Alta producción
- Aplicable a cuerpos largos, muy inclinados, regulares y con roca mineral y de caja competente
- Productividad: 15-40 toneladas / hombre turno
- Cada caserón puede producir más de 25.000 toneladas / mes

- Método no selectivo, los cuerpos tienen que ser regulares
- Uno de los métodos subterráneos de más bajo costo

1.22.6 Ventajas

- Muy favorable para mecanización
- Altamente eficiente
- Tasa de producción moderada a alta (25.000 toneladas / mes)
- Método seguro y fácil de ventilar
- Recuperación sobre 90%

1.22.7 Desventajas

- Intensivo en capital
- No selectivo
- Ineficiente a bajas inclinaciones
- Tronadura secundaria puede generar gases que vuelven al caserón

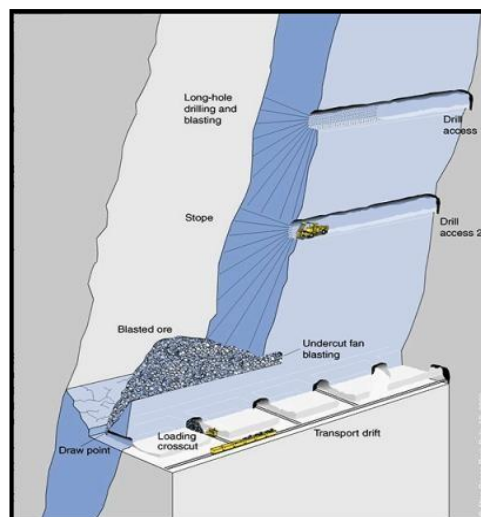


Figura 1.13. Sublevel Stopping

Fuente: Studocu, 2007

CAPÍTULO 2

CARACTERIZACIÓN DEL MATERIAL

2.1 Caracterización del material

Para conocer las características del material, existen muchos parámetros ya sean cualitativos como cuantitativos, los cuales nos ayudan a conocer las propiedades del material mediante ensayos en laboratorio.

2.1.1 Ensayo del porcentaje de humedad

Este ensayo se realizó según la norma ASTM D2216-10. Para muchos materiales, el contenido de humedad es una de las propiedades más importantes, ya que se define como la relación entre la masa de agua intersticial o de poros y la masa de partículas sólidas.

2.1.1.1 Procedimiento del ensayo de porcentaje de humedad

Para realizar el ensayo se siguieron los siguientes pasos:

Materiales

- 200 g de material rocoso (húmedo)
- Horno
- Recipientes metálicos
- Balanza

Procedimiento

1. En un recipiente se pesó 200 g de material, obtenido de los diferentes niveles de la mina, este debe estar en estado húmedo, si no se encuentra en este estado se lo deja por 24 horas al aire libre.
2. Después procedió a meterlo al horno durante 24 horas a una temperatura de 105°C.
3. Terminado el tiempo se vuelve a pesar la muestra, se debe comprobar que está seca, para así finalmente aplicar la fórmula (8) y determinar el porcentaje de humedad.

2.1.1.2 Resultados

2.1.1.2.1 Porcentaje de humedad de veta

Se determino el porcentaje de humedad de la veta

Tabla 2.1. Resultados del ensayo de % de humedad de veta

Datos		
m1	0.1163	kg
m2	0.31633	kg
m3	0.311	kg

Fuente: Elaboración propia

Para realizar el cálculo del porcentaje de humedad de la veta se aplicó la siguiente ecuación:

$$\omega = \frac{m2 - m3}{m3 - m1} \times 100 \quad (8)$$

Donde:

- **ω** : contenido de humedad de la muestra.
- **m1**: masa del recipiente (kg).
- **m2**: masa del recipiente + del suelo húmedo (kg).
- **m3**: masa del recipiente + del suelo seco (kg) después de 24h al horno.

Remplazamos la fórmula 8 con los resultados de la Tabla 2.1

$$\omega = \frac{0.1633 - 0.311}{0.311 - 0.1163} \times 100$$

$$\omega = 2.73 \%$$

El resultado del ensayo del porcentaje de humedad de la veta es: 2.73

2.1.1.2.2 Porcentaje de humedad de roca de caja

Se determino el porcentaje de humedad de la roca de caja

Tabla 2.2. Resultados del ensayo de % de humedad de veta

Datos		
m1	0.128	kg
m2	0.328	kg
m3	0.322	kg

Fuente Elaboración propia

Para realizar el cálculo del porcentaje de humedad de la roca de caja se aplicó la siguiente ecuación:

$$\omega = \frac{m2 - m3}{m3 - m1} \times 100$$

Donde:

- **ω** : contenido de humedad de la muestra.
- **m1**: masa del recipiente (kg).
- **m2**: masa del recipiente + del suelo húmedo (kg).
- **m3**: masa del recipiente + del suelo seco (kg) después de 24h al horno.

Remplazamos la fórmula 8 con los resultados de la Tabla 2.2

$$\omega = \frac{0.328 - 0.322}{0.322 - 0.128} \times 100$$

$$\omega = 3.09 \%$$

El resultado del ensayo de % de humedad de la roca de caja es: 3.09

2.1.2 Gravedad específica

La gravedad específica es la densidad de un material en relación con el agua, es una propiedad intensiva de la materia lo que significa que depende solo de su composición y no de la cantidad de materia presente. La determinación de esta propiedad consiste

en obtener el volumen de una masa conocida de granos del suelo y dividirla para la masa del mismo volumen del agua.

2.1.3 Gravedad aparente

2.1.3.1 Procedimiento para obtener la gravedad aparente

Para realizar el ensayo se siguieron los siguientes pasos:

Materiales

- 2 probetas de plástico
- 200 g de material
- Agua
- Balanza

Procedimiento

1. Pesamos 200 g de material que tenga partículas gruesas y delgadas.
2. Colocamos aguas hasta la mitad de cada probeta, en el caso de este ensayo se está usando dos probetas de 1000 ml y en cada una de ellas se coloca agua hasta la mitad de su volumen total, es decir, en las dos de 1000 ml se pone 500 ml de agua y este será nuestro (v1).
3. Ponemos 100g de material en cada probeta de manera cuidadosa (m1).
4. Dejamos durante 24h las probetas en un lugar plano.
5. Después de las 24h revisamos las 2 probetas para comprobar si subió de volumen (v2).



Figura 2.1. Probeta de plástico con agua y muestra

Fuente: Elaboración propia

Para realizar el cálculo de la gravedad aparente se aplicó la siguiente ecuación:

$$\rho = \frac{m}{v2 - v1} \quad (9)$$

Donde:

ρ : peso específico (g/cm³)

m: masa inicial (g)

v1: volumen inicial

v2: volumen final

2.1.3.2 Resultado

Después de realizar el ensayo en el laboratorio se obtuvieron los siguientes datos (Tabla 2.3) que servirán para determinar la gravedad específica.

Tabla 2.3. Resultados del ensayo de gravedad específica

Gravedad aparente		
	Prueba 1	Prueba 2
m (g)	100	100
v1 (ml)	500	500
v2(ml)	540	540
GA (g/cm³)	2.5	2.5

Fuente: Elaboración propia

2.1.4 Gravedad Real

2.1.4.1 Procedimiento para obtener la gravedad real

Para realizar el ensayo se siguieron los siguientes pasos:

Materiales

- 2 probetas de vidrio
- 200 g de material
- Agua
- Balanza

Procedimiento

1. Pesamos 200 g de material que tenga partículas gruesas y delgadas.
2. Colocamos agua hasta la mitad de cada probeta de vidrio, en el caso de este ensayo se está usando dos probetas de 250 ml y en cada una de ellas se coloca agua hasta la mitad de su volumen total, es decir, en las dos de 250 ml se pone 150 ml de agua y este será nuestro (v1).
3. Ponemos 100g de material en cada probeta de manera cuidadosa (m1).
4. Dejamos durante 24h las probetas en un lugar plano.
5. Después de las 24h revisamos las 2 probetas para comprobar si subió de volumen (v2).

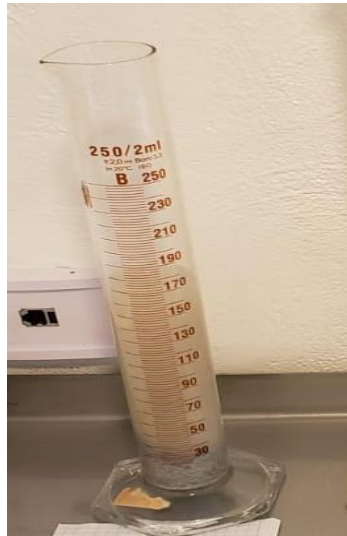


Figura 2.2. Probeta de vidrio con agua y muestra

Fuente Elaboración propia

Para realizar el cálculo de la gravedad aparente se aplicó la siguiente ecuación:

$$\rho = \frac{m}{v2 - v1}$$

Donde:

ρ : peso específico (g/cm³)

m: masa inicial (g)

v1: volumen inicial

v2: volumen final

2.1.4.2 Resultado

Después de realizar el ensayo en el laboratorio se obtuvieron los siguientes datos (Tabla 2.4) que servirán para determinar la gravedad específica.

Tabla 2.4. Resultados del ensayo de gravedad específica

Gravedad aparente		
	Prueba 1	Prueba 2
m (g)	100	100
v1 (ml)	150	150
v2(ml)	168	171
GA (gr/cm³)	2.78	2.38

Fuente: Elaboración propia

2.1.5 Porosidad

La porosidad es la fracción volumétrica de poros del material. Estos poros pueden situarse en su superficie o en su estructura interna. La porosidad está asociada con la densidad del material, y con la naturaleza de sus compuestos y la existencia de espacios vacíos entre ellos.

Para determinar la porosidad se aplicó la siguiente fórmula:

$$\%porosidad = 100 - \frac{GA}{GR} * 100 \quad (10)$$

GA: gravedad aparente (g/cm³)

GR: gravedad real (g/cm³)

2.1.5.1 Resultados

$$\%porosidadn3 = 100 - \frac{2.5}{2.7} * 100 = 7.4\%$$

$$\%porosidadn4 = 100 - \frac{2.5}{2.3} * 100 = 8.6\%$$

CAPÍTULO 3

DISEÑO DE EXPLOTACIÓN

Para proceder con la elaboración del sistema de explotación es necesario conocer la información de la mina. Es por esto que se realizó un levantamiento topográfico del interior como del exterior de la mina. Además, en el laboratorio se realizaron análisis geomecánicos para determinar la calidad de la roca. A partir de ello, y con ayuda del software minero RecMin, se pudo realizar la propuesta del diseño de explotación.

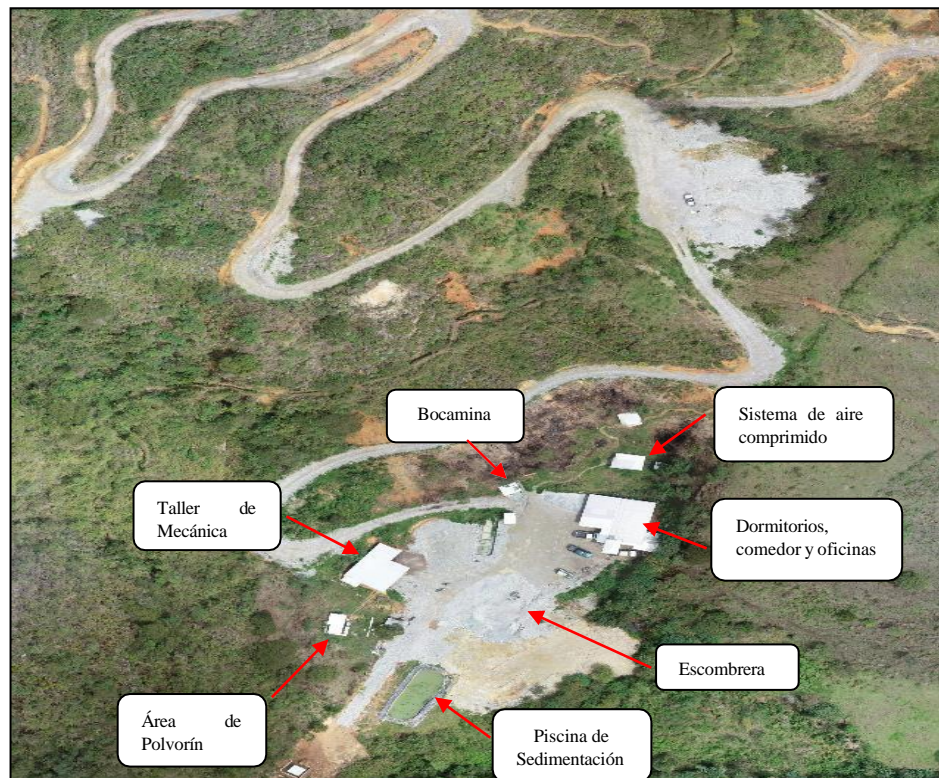


Figura 3.1. Ortofoto de la mina Oro Inca

Fuente: Elaboración propia

3.1 Modelo Geológico

3.1.1 Topografía exterior mina

Para el levantamiento topográfico se usó la estación total y el dron, con el fin de representar todo lo existente en el territorio, definir geométricamente el proyecto minero, materializar en el territorio donde se encuentra la mina y valorar, controlar y realizar el diseño de explotación. Como resultado obtuvimos la Figura 3.1.

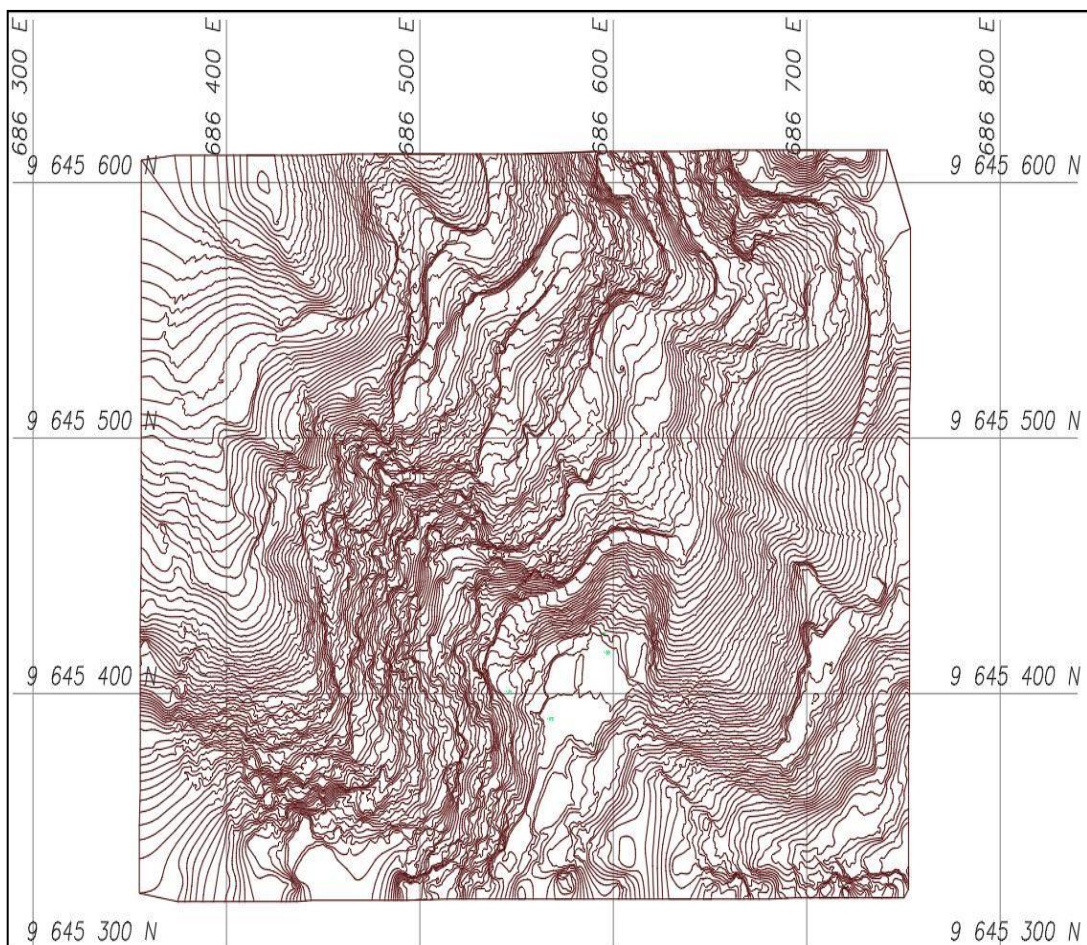


Figura 3.2. Topografía exterior mina

Fuente: Elaboración propia

3.1.2 Topografía interior mina

La topografía subterránea es muy diferente a la tradicional debido a que las herramientas utilizadas en la superficie terrestre no funcionan en los tipos de obra minera. Para el presente trabajo se usó la estación total, con la cual tuvimos que considerar las condiciones de humedad de la mina y las condiciones de trabajo en los interiores. Además, para marcar los puntos de control se utilizó una cinta métrica y aerosol. Como resultado de este proceso obtuvimos las Figuras 3.3 y 3.4

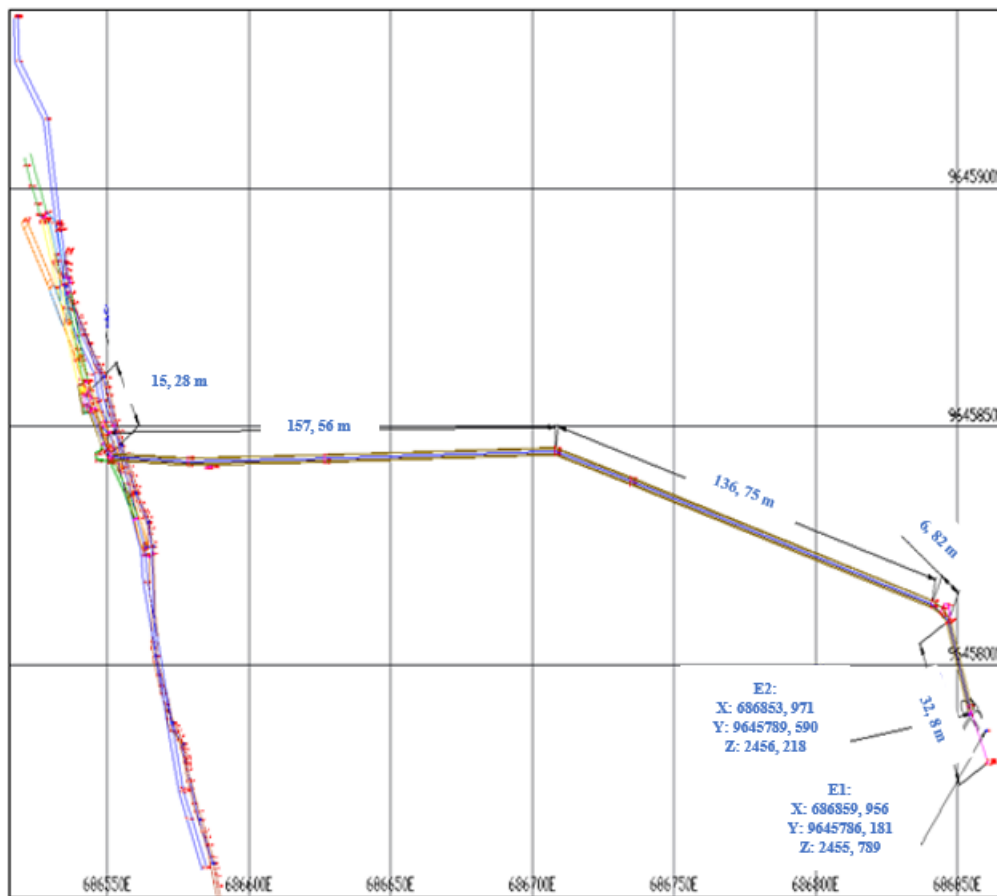


Figura 3.3. Topografía interior mina

Fuente: Elaboración propia

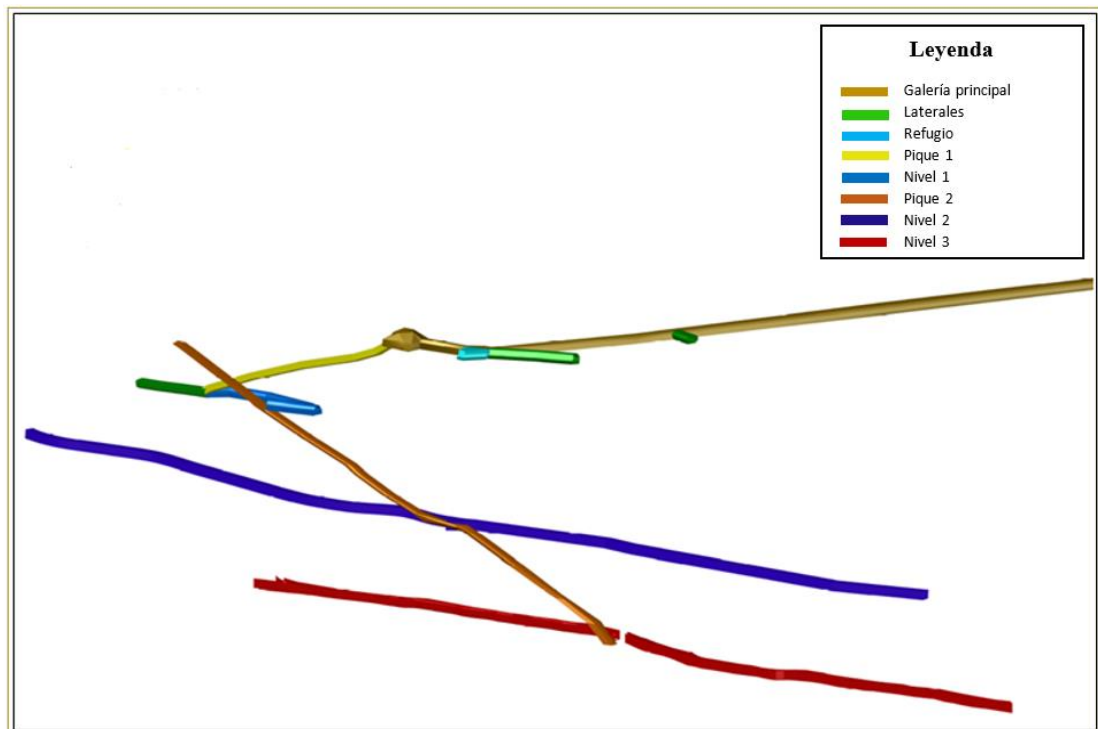


Figura 3.4. Topografía interior mina-3D

Fuente: Elaboración propia

3.2 Factores geomecánicos y de mecánica de rocas determinantes

3.2.1 Análisis geomecánico

El análisis geomecánico tiene como objetivo principal determinar la calidad del macizo rocoso de forma cualitativa y cuantitativa, esto es de gran importancia en la toma de decisiones posteriores a la selección del sistema de explotación. Las clasificaciones geomecánicas permiten obtener un pronóstico del comportamiento del macizo rocoso, en este caso empleamos la clasificación propuesta por Bieniawski (1989) que tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión simple (RCS)
- El grado de fracturación en parámetros RQD
- Espaciado de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades
- Presencia de agua
- Orientación de las discontinuidades

3.2.1.1 Resistencia a la compresión simple (RCS)

Para llevar a cabo el ensayo se obtuvieron 6 muestras de roca extraídas del interior mina, luego fueron cortadas a dimensiones que cumplan con la norma, como se muestran en las siguientes figuras.



Figura 3.5. Recolección de muestras

Fuente: Elaboración propia



Figura 3.6. Clasificación de muestras

Fuente: Elaboración propia

Para calcular la resistencia a la compresión simple se utilizó la prensa hidráulica Humboldt, donde se realizaron los ensayos de compresión empleando una fuerza

medida en kN hasta el punto de ruptura de la muestra, como se observa en las siguientes figuras.



Figura 3.7. Prensa hidráulica

Fuente: Elaboración propia



Figura 3.8. Ruptura de la muestra

Fuente: Elaboración propia

Mediante el uso de la prensa hidráulica Humboldt, se determinó el valor de la fuerza, la cual es indispensable para el cálculo, se obtuvieron los siguientes resultados, como se muestra en la Tabla 3.1

Tabla 3.1. Resistencia a la compresión simple

Resistencia a la compresión simple				
Nº	kN	$I_s = \frac{p}{De^2}$ (MPa)	$I_s (50) = \left(\frac{De^2}{50}\right)^{0.45} I_s$ (MPa)	RCS = $I_s (50) \times 25$ (MPa)
Muestra 1	21	4.81	4.50	
Muestra 2	26	4.59	4.87	
Muestra 3	19	2.84	3.23	
Muestra 4	6	1.42	1.34	
Muestra 5	1.5	0.40	0.35	
Muestra 6	3	1.02	0.82	
Promedio	12.75	2.51	2.52	63

Fuente: Elaboración propia

$$RCS = 2.52 \times 25 \quad (11)$$

$$RCS = \mathbf{63 \text{ MPa}}$$

El resultado obtenido mediante el cálculo en base al factor de corrección $I_s(50)$ se obtuvo una resistencia a la compresión simple de 63 MPa, por lo cual se le designa una valoración en base a la resistencia de la matriz rocosa.

Tabla 3.2. Resistencia del material intacto

Parámetro		Rango de valores						
Resistencia del material intacto	Índice de carga puntual	>8 MPa	4a8 MPa	2a4 MPa	1a2 MPa	En estos bajos valores utilizar RCU		
	Resistencia compresión uniaxial	>200 MPa	100a200 MPa	60a100 MPa	26a60 MPa	10a25 MPa	3a10 MPa	1a3 MPa
Puntaje		15	12	7	4	2	1	0

Fuente: Elaboración propia

3.2.1.2 Designación de la calidad de la roca (RQD)

Es un índice cuantitativo para el macizo rocoso, que se basa en un análisis en campo. Para analizar este factor se observaron las fracturas existentes en 1 m³, este procedimiento se repitió 21 veces obteniendo los siguientes resultados.

Tabla 3.3. Fracturas observadas en el macizo rocoso

# Fracturas (m³)	
1	13
2	20
3	10
4	16
5	11
6	12
7	18
8	20
9	11
10	11
11	13
12	8
13	19
14	30
15	17
16	17
17	19
18	19
19	7
20	9
21	10
Promedio	13.86

Fuente: Elaboración propia

En el presente trabajo se determinó RQD utilizando la siguiente formula:

$$\mathbf{RQD = 115 - 3.3 Jv} \quad (12)$$

Donde:

Jv ⇒ promedio del número de juntas

$$\mathbf{RQD} = 115 - 3.3 (13.86)$$

$$\mathbf{RQD} = 69.26 \%$$

Basándonos en el resultado obtenido, se designó la valoración correspondiente del RQD en la siguiente tabla.

Tabla 3.4. Designación de calidad de roca

Parámetro	Rango de valores				
	90 a 100	75 a 90	50 a 75	26 a 50	< 26
RQD	%	%	%	%	%
Puntaje	20	17	13	8	3

Fuente: Elaboración propia

3.2.1.3 Distancia entre diaclasas

Para determinar las fracturas lineales se realizó un análisis en campo, el cual consistió en observar las fracturas existentes en 5 m lineales en los diferentes frentes, donde se obtuvieron los siguientes resultados.

$$\text{Fl1 (19;67;54;46;52;19;51;17;6;62;56;50) cm}$$

$$\text{Prom Fl1} = \mathbf{41,58 \text{ cm}}$$

$$\text{Fl2 (35;71;52;24;50;39;86;54;31)}$$

$$\text{Prom Fl2} = \mathbf{49,10 \text{ cm}}$$

$$\text{Fl3 (7;13;8;6;14;21;30;26;24;17;11;22;30;41;86;19;38) cm}$$

$$\text{Prom Fl3} = \mathbf{24,29 \text{ cm}}$$

$$\text{Fl4 (49;77;14;9;59;41;32;15;19;38;16) cm}$$

$$\text{Prom Fl4} = \mathbf{33,54 \text{ cm}}$$

$$\text{Fl5 (44;36;51;62;28;76;131) cm}$$

Prom Fl5 = **61,14 cm**

Fl6 (24;18;40;45;29;14;38;40;31;9;18;23;30;66;58) cm

Prom Fl6 = **32,20 cm**

Prom Fl total = 40,31 cm \Rightarrow 0,40 m

En base al resultado obtenido se designó la valoración correspondiente en la siguiente tabla.

Tabla 3.5. Distancia entre diaclasas

Parámetro	Rango de valores				
Distancia entre diaclasas	>3 m	1 a 3 M	0.3 a 1 m	50 a 300 mm	<50 mm
Puntaje	30	25	20	10	5

Fuente: Elaboración propia

3.2.1.4 Condiciones de diaclasas

De acuerdo al análisis en campo se observó que existen pocas fracturas lisas, fracturas abiertas y pocas fracturas rellenas por lo cual se le asignó la siguiente valoración.

Tabla 3.6. Condiciones entre diaclasas

Parámetro	Rango de valores				
Condiciones de diaclasas	A	B	C	D	E
Puntaje	25	20	12	8	0

Fuente: Elaboración propia

A: Superficie muy rugosa. No continua. Sin separación, paredes de las diaclasas duras.

B: Superficie ligeramente rugosa. Separación < 1 mm. Paredes de diaclasas duras.

C: Superficie ligeramente rugosa. Separación < 1 mm. Paredes de diaclasas suaves.

D: Superficie resbalosa o relleno con espesor < 5 mm o abertura de 1 a 5 mm. Diaclasas continuas.

E: Relleno suave con espesor > 5 mm o abertura > 5 mm. Diaclasas continuas.

3.2.1.5 Condiciones hidrológicas

Para determinar las condiciones hidrológicas se realizó un análisis en campo, donde se observó que el agua presente en la mina varía de acuerdo a la profundidad, por lo cual se le asignó la siguiente valoración.

Tabla 3.7. Condiciones hidrológicas

Parámetro		Rango de valores			
Condiciones hidrológicas	Caudales de agua en 10 m de túnel	0 Lit/min	< 26 Lit/min	26 a 125 Lit/min	> 125 Lit/min
	Pw/Smax	0	0 a 0.2	0.2 a 0.5	>0.5
	Condiciones generales	Complemento seco	Húmedo Agua intersh	Presión moderada	Problemas de agua muy graves
Puntaje		10	7	4	0

Fuente: Elaboración propia

3.2.1.6 Evaluación del efecto de orientación de las fallas

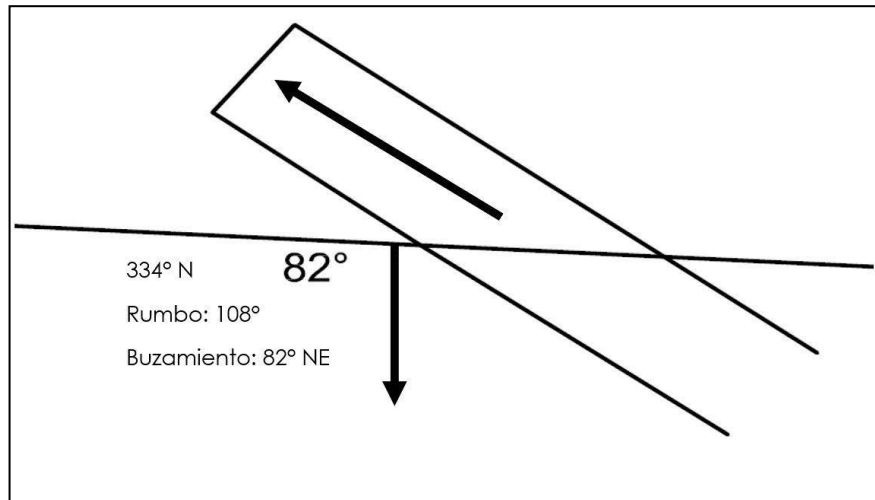


Figura 3.9. Rumbo y buzamiento de la falla

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo al rumbo y buzamiento de la falla medida en campo se pudo dar una valoración con la siguiente tabla.

Tabla 3.8. Evaluación de las fallas

Rumbo de la fractura o falla perpendicular al eje del túnel				Rumbo de la fractura o falla paralelo al eje del túnel		Buzamiento de 0 a 20 independiente del rumbo
Avance de excavación acorde al buzamiento		Avance de excavación discordante al buzamiento		Buzamiento	Buzamiento	
Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento			
De 45 a 90	De 20 a 45	De 45 a 90	De 20 a 45	De 45 a 90	De 20 a 45	
Muy favorable	Favorable	Discreta	Desfavorable	Muy desfavorable	Discreta	Desfavorable

Fuente: Elaboración propia

3.2.1.6.1 Corrección por orientación de las fracturas o fallas

Tabla 3.9. Corrección de fracturas o fallas

Orientación de las fracturas o fallas		Muy favorable	Favorable	Discreta	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntajes	Túnel	0	-2	-5	-10	-12
	Fundición	0	-2	-7	-15	-25
	Talud	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: Elaboración propia

3.2.1.7 Rock Mass Rating (RMR)

Los parámetros de clasificación del Rock Mass Rating (RMR) nos ayudaron a obtener la calidad del macizo rocoso. Para esto se suman los puntos correspondientes a las valoraciones de cada parámetro, como resultado se obtuvo la siguiente tabla.

Tabla 3.10. Parámetros de valoración

Item	Valoración	Total
RCS	7	64
RQD	13	
Distancia entre diaclasas	20	
Condiciones entre diaclasas	20	
Condiciones hidrológicas	4	

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a las orientaciones de las fallas, se realizó la corrección en donde se obtuvo que la falla presente es muy desfavorable con una valoración de -12, el cual debe ser restado del 64, como se indica en la siguiente operación.

$$\mathbf{RMR} = 64 - 12$$

$$\mathbf{RMR} = 52$$

Luego de haber encontrado el valor del RMR analizamos la clase de roca, en donde encontramos que pertenece a una roca discreta, con una sugerencia de fortificación a emplearse con pernos locales en el techo de 3 m de largo y espaciamiento de 2.5 m con malla ocasional.

3.3 Alternativas de diseño explotación

Después de conocer todos los factores presentes y el estado de la mina Oro Inca, determinamos que para el diseño de explotación podemos usar dos métodos que son el Sublevel Stopping y el Cut and Fill.

El método Sublevel Stopping se puede aplicar ya que preferentemente se usa en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales que tienen un espesor mayor a 10 m y que cuentan bordes regulares. Además, se determinó que la roca mineralizada presenta buenas condiciones de estabilidad, por lo cual se puede aplicar este método.

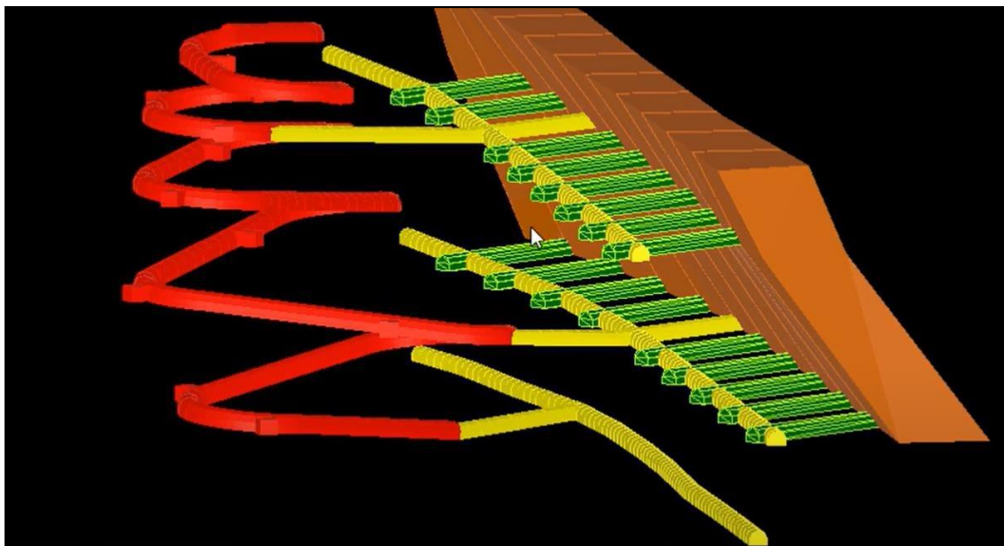


Figura 3.10. Método Sublevel Stopping

Fuente: Atlas Copco Chile

Por otro lado, también se decidió que se puede aplicar el método Cut and Fill que se usa por lo general en cuerpos de forma tabular verticales o subverticales, de espesor de hasta 15 o 20 m y que la roca mineralizada es estable y competente.

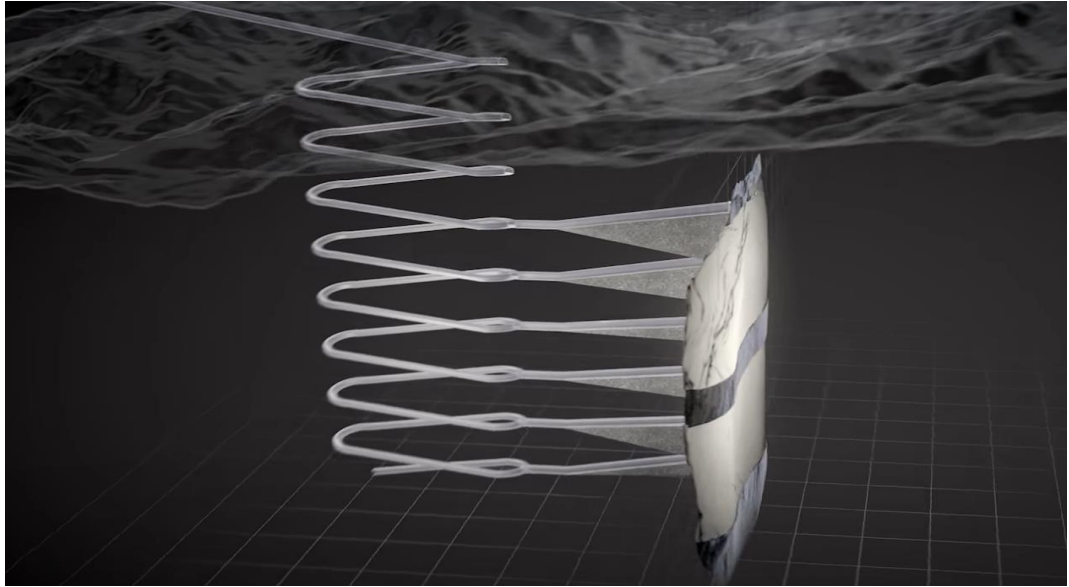


Figura 3.11. Método Cut and Fill

Fuente: Atlas Copco Chile

Para las condiciones que presenta la mina Oro Inca se decidió usar el método de Corte y Relleno, ya que se pretende mejorar las condiciones de explotación de la mina garantizando la seguridad del personal y en el bienestar económico del titular minero. Además, de que este método son los indicados para el tipo de yacimiento mineral que tiene la mina Oro Inca. (corte y relleno)

CAPÍTULO 4

ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

En el presente capítulo utilizamos la información obtenida anteriormente y determinamos los factores necesarios para poder presentar el diseño de explotación. Además, los cálculos matemáticos para poder determinar la vida útil de la mina y poder comprobar que el método de explotación de Corte y Relleno es el adecuado para la mina Oro Inca y que va ser el más óptimo para generar ganancias al titular minero y seguridad al personal.

4.1 Análisis, aplicación y cálculo de la reserva

4.1.1 Datos del Yacimiento

Tabla 4.1. Datos para el cálculo de la reserva mineral.

Largo (l)	180 m
Espesor (e)	1.80 m
Alto (h)	42.53 m
Factor de continuidad	70% - 80%
Densidad del material (ρ)	2.5 t/m ³
Ley media Au (g)	9.70 g/t

Fuente: Elaboración propia

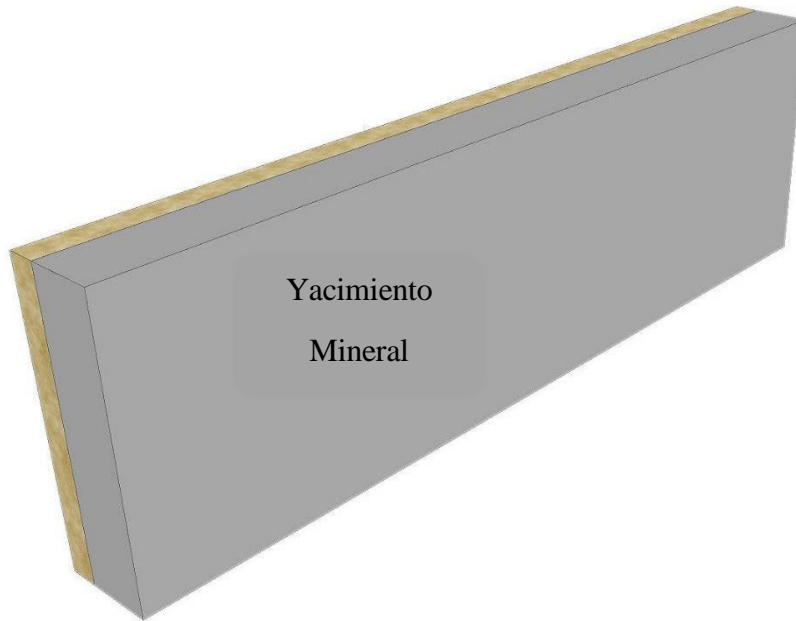


Figura 4.1. Gráfico del yacimiento mineral

Fuente: Elaboración propia

4.2 Formulas aplicadas

Tabla 4.2. Fórmulas para el cálculo de la reserva mineral

FORMULAS APLICADAS	
Área del yacimiento (m²)	
$S = l * h$	S: Área del yacimiento (m ²) l: largo del yacimiento (m) h: altura del yacimiento (m)
Volumen del yacimiento (m³)	
$V = S * e$	V: Volumen del yacimiento (m ³). S: Área del Yacimiento (m ²). e: Espesor del Yacimiento (m).
Volumen del yacimiento (t)	
$V = V(m^3) * \rho$	V: Volumen del yacimiento (t). V: Volumen (m ³) ρ: densidad del material (t/m ³)

Reserva del mineral (ton)	
RM $= V (m^3) \times \rho$ * <i>factor de continuidad</i>	RM: Reserva de un componente (t). V: Volumen del yacimiento (m ³) Factor de continuidad: 70%-80%
Reserva de un componente del mineral.	
T $= Q * g$	T: Reserva de un componente (t). Q: Reserva del mineral (t). g: Ley media.

Fuente: Elaboración propia

4.3 Cálculos

4.3.1 Área del Yacimiento

$$S = l * h \quad (13)$$

$$S = 180 \text{ m} * 42.53 \text{ m}$$

$$S = 7655.4 \text{ m}^2$$

4.3.2 Volumen del yacimiento

$$V = S * e \quad (14)$$

$$V = 7655.4 \text{ m}^2 * 1.80 \text{ m}$$

$$V = 13779.72 \text{ m}^3$$

4.3.3 Volumen del yacimiento en toneladas

$$V = V (m^3) \times \rho \quad (15)$$

$$V = 13779.72 \text{ m}^3 * 2,5 \text{ t/m}^3$$

$$\text{Volumen} = 34449.3 \text{ t}$$

4.3.4 Reserva del mineral

$$RM = V (m^3) \times \rho \times \text{factor de continuidad} \quad (16)$$

$$RM = 13779.72 \text{ m}^3 \times 2,5 \text{ ton/m}^3 \times 75\%$$

$$RM = 25836.97 \text{ t}$$

4.3.5 Reserva de un componente mineral

$$T = Q * g \quad (17)$$

$$T = 25836.97 \text{ Ton} * 9.70 \frac{g}{T}$$

$$T = 250618.61 \text{ g}$$

$$T = 250.62 \text{ Kg}$$

Si va a existir una recuperación metalúrgica del 85%, obtendremos lo siguiente:

$$T = 250.62 \text{ Kg} * 85\% \quad (18)$$

$$T = 213.03 \text{ Kg}$$

4.4 Cálculo de la vida útil de la mina

En la literatura existen algunas fórmulas de estimación de vida óptima de explotación "VOE", a partir de las reservas que se consideran explotables dentro de un yacimiento.

La primera fórmula conocida es la denominada "Regla de Taylor (1976)", que según su autor es aplicable, en principio. A cualquier tipo de depósito mineral y es independiente del método de explotación, utilizando la fórmula original propuesta por Taylor que es:

$$VOE = 6,5 \times \left(\frac{\text{Reservas del mineral}^{0,25}}{1000000} \right) \times (1 + 0,2)$$

$$+ \frac{6,5 \times \left(\frac{\text{Reservas del mineral}^{0,25}}{1000000} \right) \times (1 - 0,2)}{2}$$

$$VOE = 6,5 \times \left(\frac{25836.97^{0,25}}{1000000} \right) \times (1 + 0,2) + \frac{6,5 \times \left(\frac{25836.97^{0,25}}{1000000} \right) \times (1 - 0,2)}{2}$$

$$VOE = 4.16 \approx 4 \text{ años}$$

$$VOE = 4 \text{ años}$$

Tabla 4.3. Ficha técnica de la mina Oro Inca

ÍTEM	DESCRIPCIÓN
Material	Oro (Au) y Plata (Ag)
Estimación de la Producción	Producción diaria: 13 T/día Producción mensual: 364 T/mes Producción anual: 4368 T/año
Reservas	Probables: 25836.97 T Probadas: 25836.97 T
Relación estéril mineral	7/10 = 0,7
Cota	SUPERIOR (BOCA MINA): 2452 m.s.n.m.
Estimación vida útil	4 años

Fuente: Elaboración propia

4.5 Diseño Minero

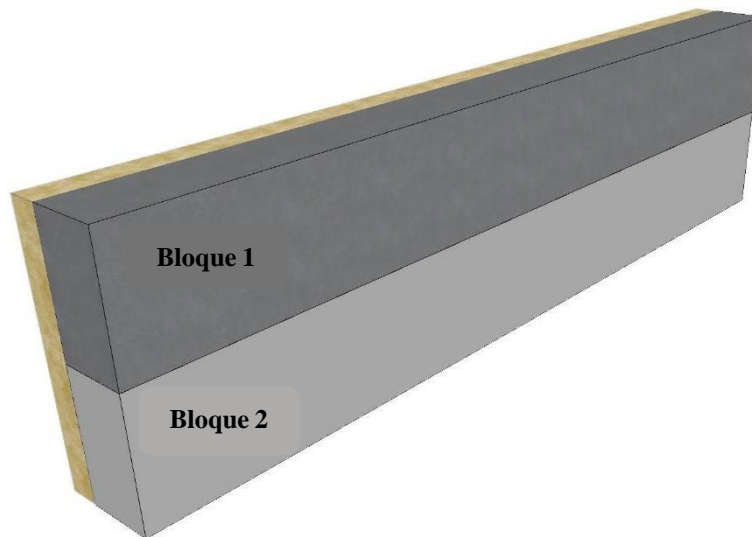


Figura 4.2. Gráfico del yacimiento mineral dividido en bloques

Fuente: Elaboración propia

En la figura anterior dividimos el yacimiento mineral en 2 bloques, para así poder proyectar los cortes.

En la figura 4.3 observamos un corte y como el material es extraído y en la Figura 4.4 se puede observar cómo es rellenado con material o la cavidad después de la explotación.



Figura 4.3. Extracción del material por corte y relleno

Fuente: Atlas Copco Chile

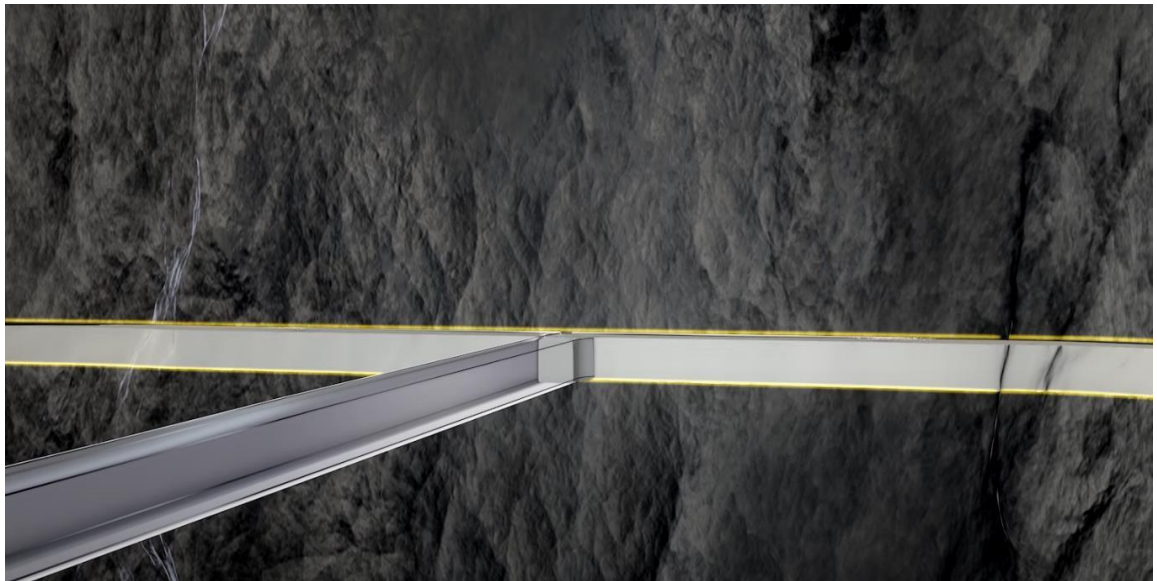


Figura 4.4. Relleno de la cavidad después de la explotación

Fuente: Atlas Copco Chile

4.6 Presentación del diseño de explotación

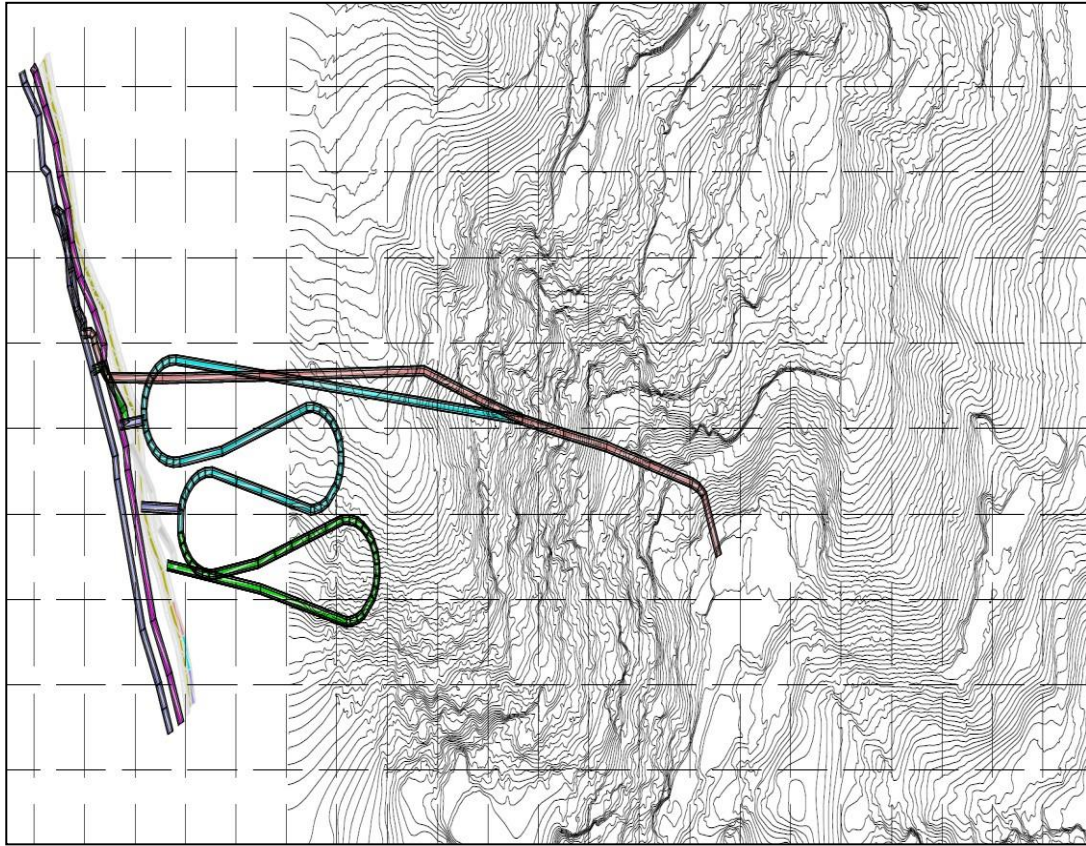
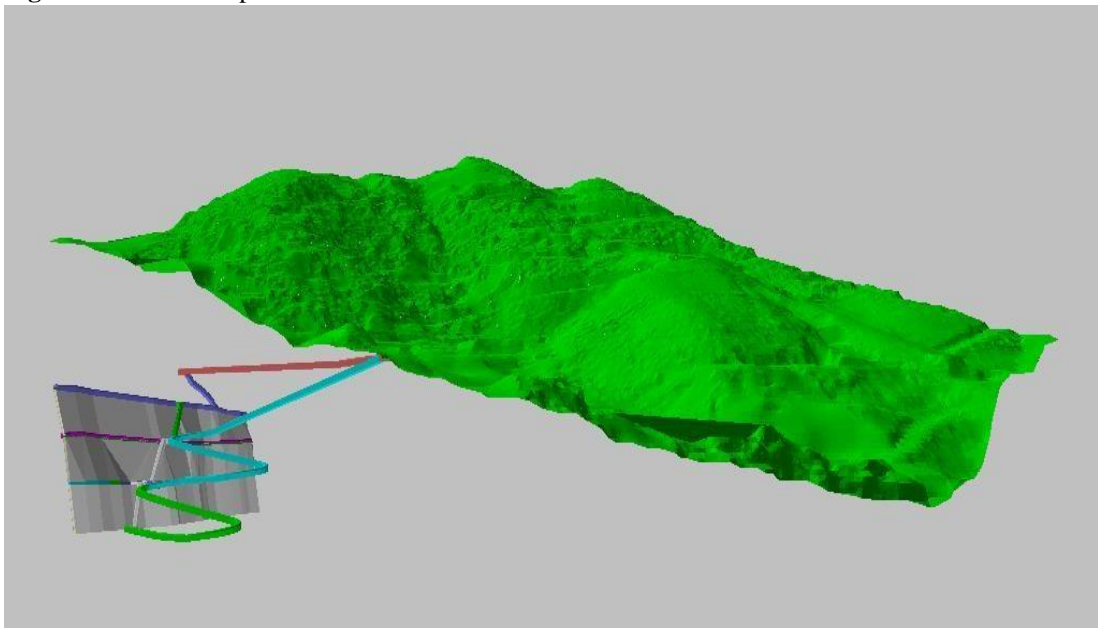


Fig. 4.5. Diseño de explotación visto desde planta

Fuente: Elaboración propia

Fig. 4.6. Diseño de explotación visto en 3D



Fuente: Elaboración propia

4.6.1 Galería principal

Para ejecutar la propuesta del diseño de explotación se construirá una rampa tipo espiral denominada galería principal, la misma que estará conectada al yacimiento mineral en dos puntos. Se propuso que a 114.62 m desde la bocamina, en la galería ya establecida se implementará la nueva galería tipo rampa con una inclinación de 9° y una distancia de 293 m hasta la parte inferior del bloque 2, la cual nos ayudará a mejorar la producción ya que se utilizará una locomotora para el transporte del material.

En primer lugar, se construirá la rampa hasta la parte inferior del bloque 1, donde se empezará a explotar en dos frentes, mientras se comienza a procesar este material y obtener beneficios económicos, esto con el fin de desarrollar la construcción de la rampa que se conectará con el bloque 2, además se optó por generar una proyección a un tercer bloque ya que la mina cuenta con un pique de exploración, en donde se aplicaría el mismo proceso aplicado en el bloque 1 y 2.

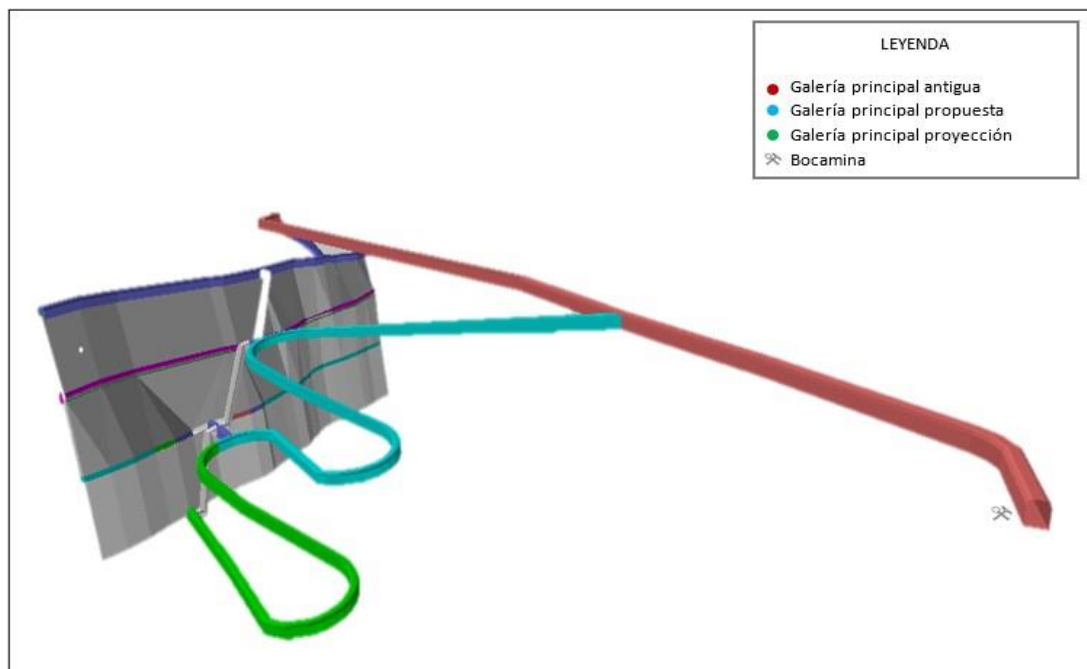


Fig. 4.7. Galería tipo rampa

Fuente: Elaboración propia

Se necesitará una galería con una luz de 2.30 m y ancho de 2 m en tramos rectos con una pendiente de hasta 9°. En los tramos sinuosos la galería tendrá una luz de 2.30 m y un ancho de 2.10 m con pendiente de 6° y un radio de giro de 15m.

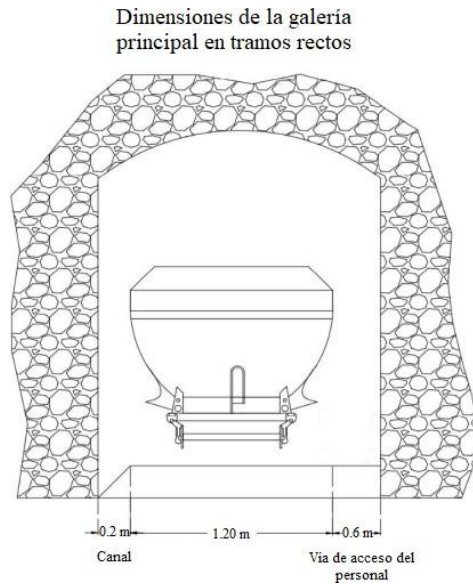


Fig. 4.8. Dimensiones de la galería principal en tramos rectos

Fuente: Elaboración propia

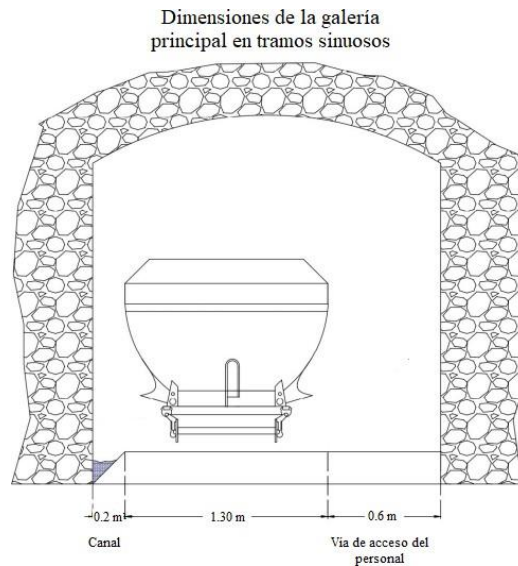


Fig. 4.9. Dimensiones de la galería principal en tramos sinuosos

Fuente: Elaboración propia

Para la explotación de los subniveles las dimensiones serán distintas a la de la galería principal, sin embargo, estas dimensiones contarán con el espacio necesario para ejecutar las labores.

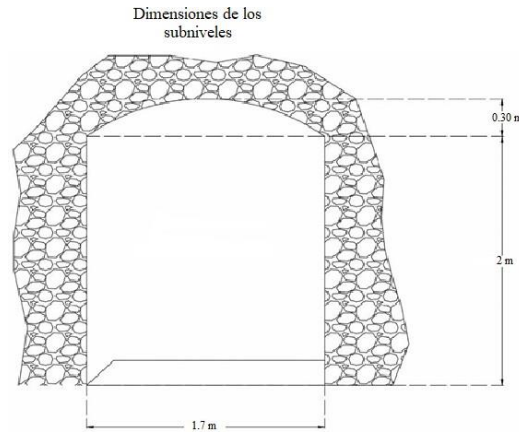


Fig. 4.10. Dimensiones de los subniveles

Fuente: Elaboración propia

4.6.2 Secuencia de minado

Como se observa en la figura 4.11 se cuenta con 2 bloques, la extracción del mineral empezará de forma ascendente en dos niveles, nivel 2 y nivel 3, donde se contará con 2 frentes de trabajo en cada nivel, dirección NE y SO.

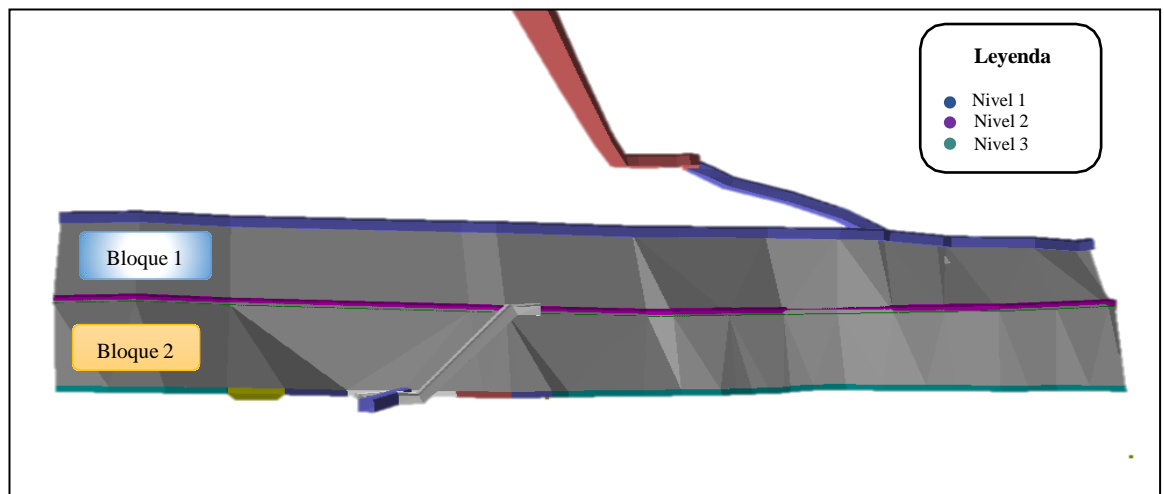


Fig. 4.11. Bloques a explotar

Fuente: Elaboración propia

El bloque 1 tendrá 7 subniveles los cuales serán explotados secuencialmente. En este bloque se encuentra el nivel 2, el cual ya ha sido explotado, mismo que tendrá que ser rellenado para llevar a cabo la explotación de los demás subniveles.

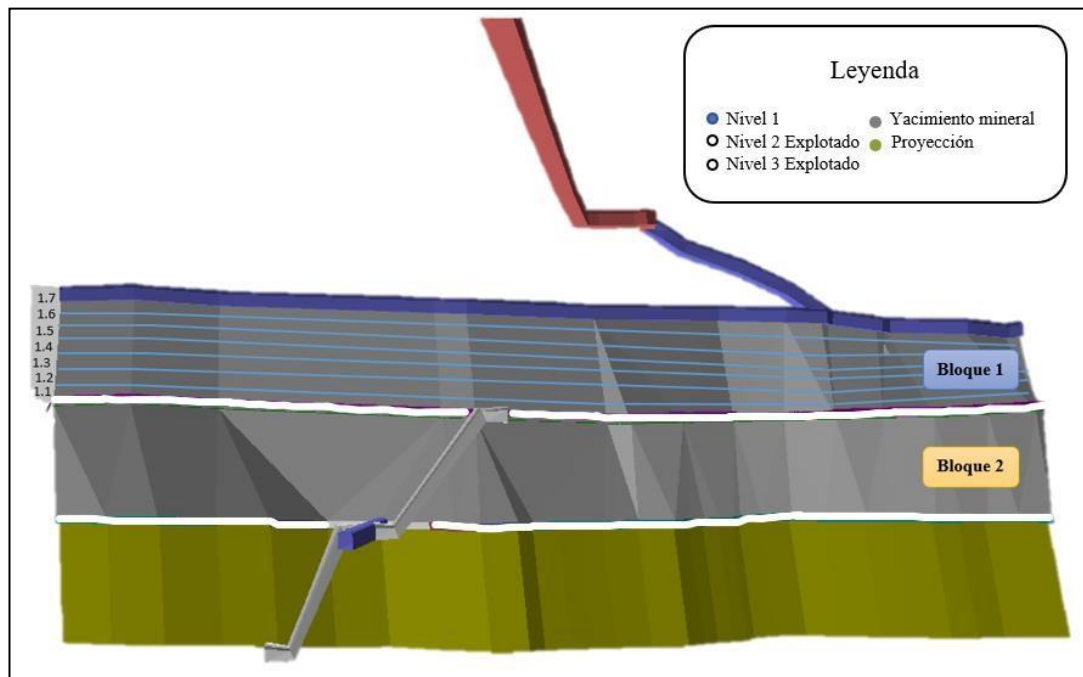


Fig. 4.12. Nivel 2 sin relleno

Fuente: Elaboración propia

Para llevar a cabo la explotación del subnivel 1.1 es necesario elevar la rampa, una vez explotado este subnivel se procederá a rellenar con el material estéril.

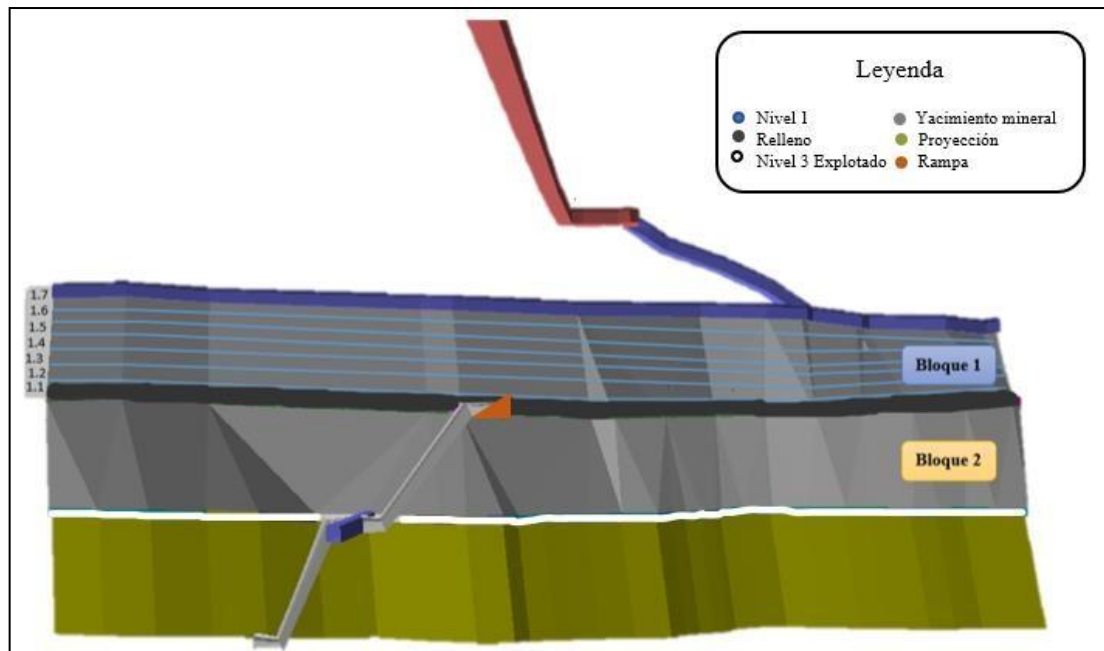


Fig. 4.13. Nivel 2 y subnivel 1.1 explotado y relleno

Fuente: Elaboración propia

Luego de rellenar el subnivel 1.1 se procede de igual manera a elevar la rampa al subnivel 1.2 para que este sea explotado y posteriormente relleno.

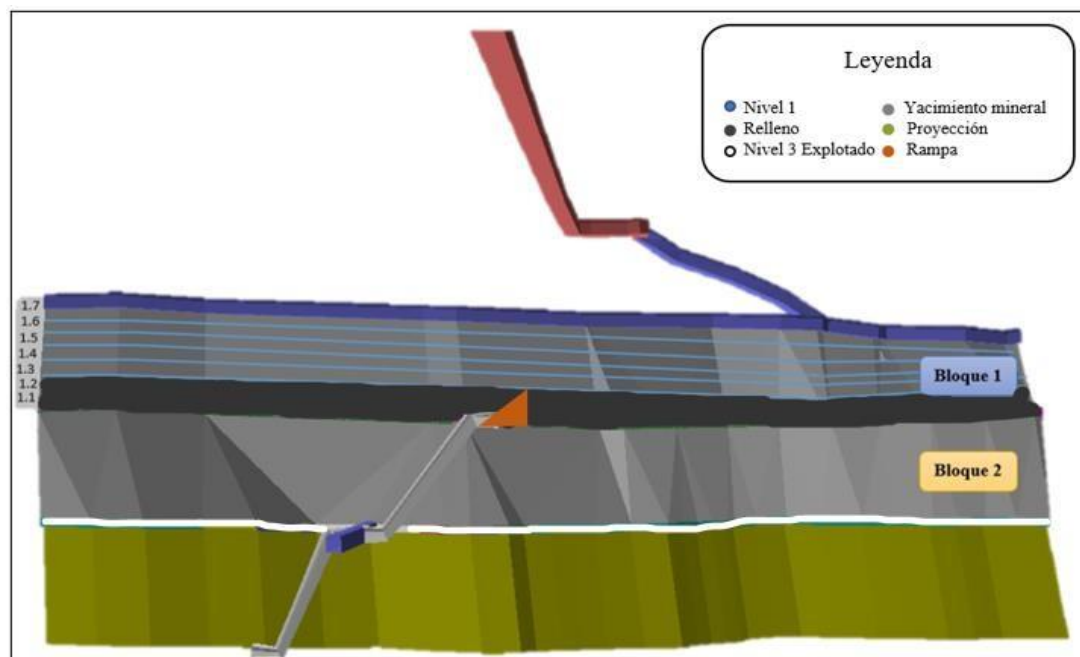


Fig. 4.14. Nivel 2, subniveles 1.1 y 1.2 explotados y rellenos

Fuente: Elaboración propia

Se procederá a explotar y rellenar los demás subniveles restantes del bloque 1 en la misma secuencia de explotación descrita anteriormente. Por otro lado, para llevar a cabo la explotación del bloque 2 se pretende dejar un pilar de 5 m como factor de seguridad entre bloques.

El bloque 2 contará con 6 subniveles y será explotado de la misma forma que se explotará el bloque 1, además se cuenta con un tercer bloque en proyección para futura explotación.

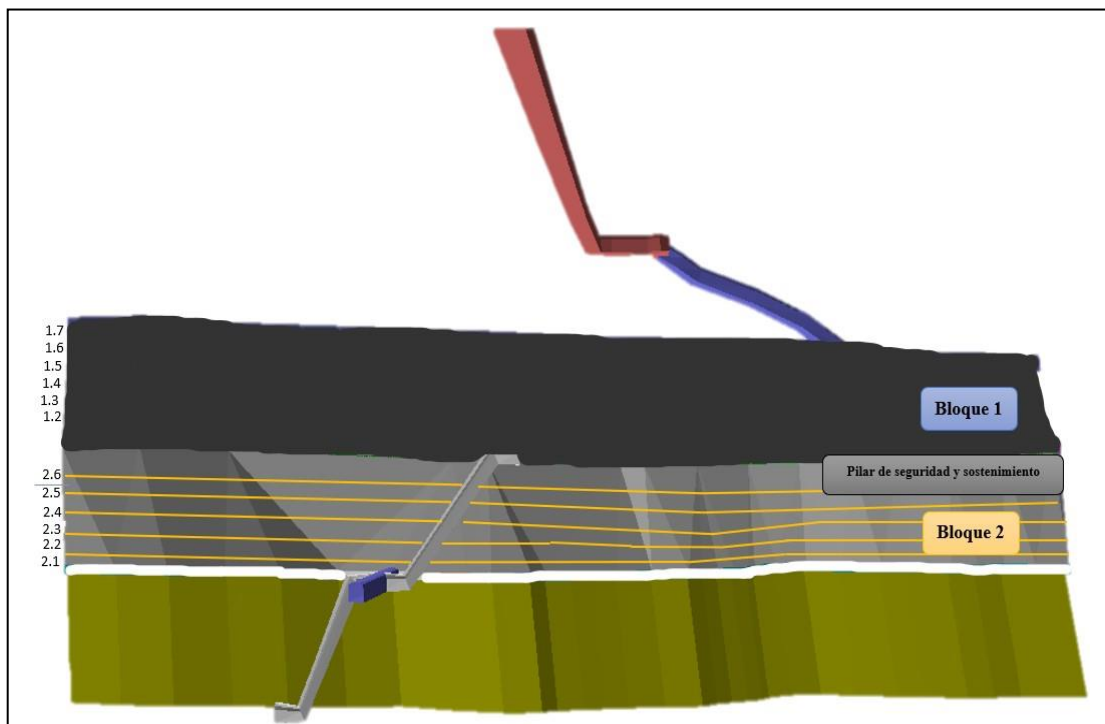


Fig. 4.15. División de los bloques y subniveles

Fuente: Elaboración propia

4.7 Maquinaria y equipo minero

Para llevar a cabo la propuesta del diseño de explotación es necesario comprender las necesidades de la empresa “Oro Inca”, por tal motivo es importante que se realice un diagnóstico adecuado sobre los equipos y maquinaria minera, ya que esto representa una inversión considerable para el proyecto.

Para determinar los equipos y maquinaria minera se deben considerar las siguientes variables:

- Dimensiones de galerías
- Capacidad de la maquinaria
- Infraestructura de la mina
- Altitud

A continuación, se detallará los equipos y maquinaria que se sugiere adquirir para el proyecto.

4.7.1 Equipos de perforación

Una vez revisado las especificaciones técnicas de la perforadora YT27, misma con la que ya contaba la mina, se determinó que es altamente eficiente y adecuada para llevar a cabo el proyecto. Esta perforadora es utilizada en pequeña minería y en vetas angostas, de igual manera es perfecta para condiciones de humedad, gracias a su tamaño se la puede utilizar en perforaciones horizontales y barrenos inclinados.



Fig. 4.16. Perforadora YT27

Fuente: Incominer

DESCRIPCIÓN
Peso: 27 Kg.
Consumo de aire: 177 cfm.
Presión de aire: 92 PSI.
Longitud: 668 mm.
Diámetro del pistón: 80 mm.
Frecuencia de impacto: 39 Hz

Fig.4.17. Descripción de perforadora YT27

Fuente: Incominer

4.7.2 Maquinaria de transporte de material

El uso de locomotora en minería subterránea ayuda al transporte del material explotado, es eficiente debido a que su funcionamiento es energético por lo que evita las emisiones de gases las cuales son perjudiciales para la salud del trabajador.

Para el proyecto se propone utilizar la locomotora WR8, misma que cumple con los estándares de inclinación, carga y dimensiones requeridas. Esta locomotora tiene un motor robusto y una distancia entre ejes reducida, por lo que permite una extracción eficiente del material en trabajos reducidos y curvaturas pronunciadas, gracias a esto es versátil en vetas angostas.



Fig. 4.18. Locomotora WR8

Fuente: Serminsa

Características Técnicas	
Peso (TM)	2.0
Trocha (mm)	500
Potencia de Motor (HP)	8
Voltaje (VDC)	48
Control	Electromecánico de levas y contactos, Modelo: SPC-490
Freno	Caja de transmisión tipo tornillo sin fin y corona dentada, montado en eje
Capacidad de Arrastre (TM)	13
Bancos de batería	24 celdas (48VDC) de 325Ah
Cargador	Automático de 48VDC 70Amp desde un suministro de 440V/60Hz trifásico

Fig. 4.19. Características de locomotora WR8

Fuente: Serminsa

Para el transporte del material se propone utilizar carros mineros U-35, este es un carro con volteo lateral y acarreo con locomotora.



Fig. 4.20. Carro minero U-35

Fuente: Serminsa

Modelo	Capacidad(p3)	Dimensiones Principales (mm)							Peso Total/ Kg.
		Alt/s Riel	Dist. Ejes	Trocha (mm)	Long. Total	Ancho Total	Dia. Rueda		
U-21	21	1150	620	500/600	1610	680	12 pulg.	450Kg	
U-35	35	1250	620	500/600	1920	810	12 pulg.	620Kg	
V40	40	1313	620	500/600	2155	1045	14 pulg.	1220Kg	

Fig. 4.21. Dimensiones carro minero U-35

Fuente: Serminsa

CONCLUSIONES

- Para llevar a cabo el presente proyecto se ejecutó un levantamiento topográfico a detalle de la concesión minera incluyendo sus áreas internas
- Mediante análisis en campo se determinó: leyes del mineral, características geométricas del yacimiento, propiedades geomecánicas, mecanización y aspectos geológicos importantes para el desarrollo del proyecto.
- Para el análisis del tipo de roca, se muestreo los diferentes frentes de trabajo, para posterior aplicar la clasificación geomecánica de Bieniawski 1989, donde se determinó que tiene un RMR de 52, clasificándose como roca discreta para lo cual se sugiere una fortificación con pernos locales en el techo de 3 m de largo y espaciamiento de 2.5 m con malla ocasional.
- Basándonos en la información proporcionada, se pudo deducir que el diseño propuesto garantiza la producción de nuevos frentes de trabajo, para obtener un mayor beneficio económico.
- El diseño propuesto está basado en garantizar la seguridad, minimizando los riesgos asociados a las labores de explotación, tomando en consideración medidas y precauciones para proteger la integridad de los trabajadores.
- De acuerdo a los resultados de la caracterización geomecánica se determinó que el sistema de explotación más eficiente es el de corte y relleno ascendente por subniveles, el mismo que será implementado tomando en consideración niveles principales con dimensiones de 2 x 2,30 metros y subniveles de 1,80 x 2,30 metros.
- La prepueta de diseño implica ejecutar una nueva galería tipo rampa y dividir el yacimiento mineral en dos bloques para una explotación más eficiente.
- Los bloques serán explotados por subniveles; bloque 1 con 7 subniveles y bloque 2 por 6 subniveles, los mismos que serán explotados por dos frentes de trabajo.
- La propuesta de diseño está pensada para aumentar la vida útil de la mina, debido a que el yacimiento mineral continua en exploración, es decir este diseño se lo puede seguir ejecutando si es que el yacimiento mineral se sigue proyectando.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda que al construir las galerías se implementen todas las normas de seguridad establecidas en la legislación vigente, para evitar posibles accidentes laborales.
- Es importante verificar la oxigenación de la mina antes de realizar las labores mineras, debido a que la mina carece de una adecuada ventilación.
- Se sugiere llevar una revisión constante de la galería por si se presenta alguna anomalía, esta pueda tener un mantenimiento adecuado evitando algún accidente posterior.
- Se recomienda mantener en constante mantenimiento los equipos mineros, para que estos puedan dar su 100% en rendimiento.
- Ya que la mina no cuenta con ningún técnico a cargo, se recomienda contratar personal especializado para así llevar un correcto manejo del diseño propuesto.
- Se recomienda actualizar las reservas explotables mientras se realizan las labores de avance, de esta manera se podrá llevar un control de la explotación y saber las reservas reales que son posibles extraer.
- Se sugiere implementar una base de datos en donde se encuentren todos los estudios geológicos, parámetros técnicos que se tomaron en cuenta para el sistema de explotación.
- Dar capacitaciones a los trabajadores sobre primeros auxilios y manejo del equipo minero.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Andrade Haro, B., & Gavilanes J., H. (2004). *Introducción a la ingeniería de túneles, caracterización, clasificación y análisis geomecánico de macizos rocosos*. Quito: Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador, AIME.
- Arco, E. N. (2003). *Geología del Ecuador*. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral, ESPOL.
- BCE. (2015). Sector Minero. *Banco Central del Ecuador*, 4.
- Bieniawski. (01 de junio de 1988). *Celebrating 125 year*. Obtenido de <https://www.astm.org/stp48461s.html>
- Bosque, K. D. (2017). *Geología en Ingeniería Civil*.
- Cordero, P. D. (2019). Ingeniero de Minas y Metalurgista. *Trabajo para la obtención: Ingeniero de Minas y Metalurgista*. Manual de prácticas de laboratorio de Mecánica de Rocas. (Parte I), Ciudad de México.
- Cornejo, R. A. (10 de septiembre de 2015). *gestiopolis*. Obtenido de <https://www.gestiopolis.com/corte-y-relleno-camaras-y-pilares-metodos-de-mineria-subterranea/>
- Cuervas, M., Bordehore, J., Nazareno, & Escobar. (2017). Evaluación de la estabilidad de excavaciones mineras de pequeño diámetro mediante clasificaciones geomecánicas y análisis empíricos: el caso de la mina de San Jaun, Ecuador. *Reunido*, 19 - 28.
- Cueva Chilón , E., Díaz Pachamango, D., Jara Ruiz, Y., Miranda Chuquitucto, I., & Saldaña Chavez, R. (2014). *Papper Mecánica de Rocas II*. Cajamarca: Univeridad privada del norte.
- Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. (2007). *Diseño de Explotaciones e Infraestructura Mineras Subterranas*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Espinoza, J. G. (2021). *Minado selctivo para explotar vetas angostas de oro en la Minera Marsa S.A. Pataz - Región la Libertad*. Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Figueiras, S. (20 de 09 de 2021). *CEUPE*. Obtenido de <https://www.ceupe.mx/blog/que-es-la-geologia.html>
- Flores, & Tinoco. (2019). Construcción de la “Máquina de Franklin”, pruebas y correlación con ensayos de laboratorio en compresión de rocas. *Trabajo de Graduación previo a la obtención del Título de:INGENIERO EN MINAS*. Universidad el Azuay, Cuenca.

- García Ruiz, R., & García Romero, E. (2013). *Las diaclasas, su origen para una definición y uso adecuado en diseño geotécnico*. Caracas: R.G.R. Ingeniería CA.
- M. Navarrete, W. M. (26 de Septiembre de 2013). *Caracterización de propiedades físico-mecánicas de rocas ígneas utilizadas en obras de infraestructura*. Obtenido de https://www.researchgate.net/publication/297678520_Caracterizacion_de_propiedades_fisico-mecanicas_de_rocas_igneas_utilizadas_en_obras_de_infraestructura
- Maitre, L., Fisher, R., Schimincke, H., & Tucker, M. (2003). *Rocas Volcanoclásticas*. Oxfordshire, Inglaterra: Oxford.
- Orellana, V., & Ugalde, R. (2019). *Plan de Desarrollo y Ordenamiento Territorial de la Parroquia Ruarl Shaglli*. Santa Isabel: Santa Isabel Alcaldía.
- Ortiz, J. (2012). *Apuntes de curso de explotación de minas*. Chile : Universidad de Chile.
- Ramírez, P., & Monje, L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos de Ingeniería de Taludes*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid y Vigo.
- Salas, A. E. (20 de febrero de 2013). *PUCP*. Obtenido de <https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/20.500.12404/1753>
- Singh, B. (2011). *ScienceDirect*. Obtenido de <https://www.sciencedirect.com/topics/engineering/rock-mass-rating>
- Tarbuck, E., & Lutgens, F. (2005). *Rocas Ígneas*. Madrid: Ciencias de la Tierra.
- Ureña. (2021). Caracterización del material rocoso mediante granulometría e índice de carga puntual. *Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:INGENIERO EN MINAS*. Universidad del AZUYA, Cuenca.
- Villalobos, C. F. (s.f.). *PRO&MIN "Engineer Service Mining"*. Obtenido de <file:///C:/Users/dell9/Downloads/5%20-%20Evaluacion%20RyR%20Vetas%20Angostas%20-%20C.%20Fuentes%20ProMin.pdf>
- WingtraOne. (2021). *Wingtra*. Obtenido de <https://wingtra.com/es/topografia-sig/>

ANEXOS



Anexo 1. Bocamina de la mina Oro Inca.



Anexo 2. Muestra de mineralización de la mina Oro Inca



Anexo 3. Pique de la mina Oro Inca.



Anexo 4. Transporte del material.



Anexo 5. Winche de izaje



Anexo 6. Rumbo y buzamiento de la falla.



Anexo 7. Medición de fractura.



Anexo 8. Muestreo de la mina Oro Inca.



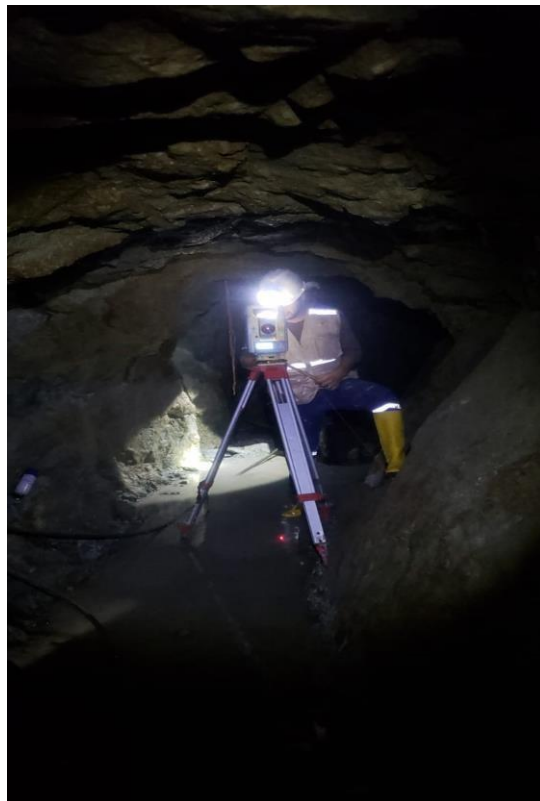
Anexo 9. Calculo para el RMR.



Anexo 10. Ensayos de laboratorio



Anexo 11. Levantamiento con dron.



Anexo 12. Levantamiento de las galerías y niveles.