

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

“Diseño del método de explotación de un cuerpo mineralizado en subniveles para conexión con frente de avance en el Proyecto Minero Bosque de Oro”

PROYECTO INTEGRADOR

Previo a la obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

VICTOR ARMANDO FLORES JUNGAL
MIGUEL ADRIAN NIEMES RAMÍREZ

GUAYAQUIL – ECUADOR

Año: 2021

DEDICATORIA

El presente proyecto está dedicado a mi familia por haberme brindado su apoyo en el trayecto de mi carrera universitaria y mi formación como ser humano. A todas las personas especiales que compartieron su conocimiento y creyeron en mi sin tener dudas de mis capacidades para cumplir esta meta tan importante en mi vida.

Niemes Ramírez Miguel Adrian

El presente proyecto va dedicado a mis abuelas en el cielo; Tita Benalcazar y Francisca Chuquirima, a quienes extraño mucho, a mi madre Cecilia Jungal y a mi padre Armando Flores, por las enseñanzas a diario y por inculcarme los principios y valores necesarios para estar donde estoy ahora. Además, va dedicado a mi sobrino Jacob Bermeo, que a partir de su nacimiento fue un impulso para retomar mis estudios con empeño y dedicación.

Flores Jungal Victor Armando

AGRADECIMIENTOS

A Dios por bendecir y guiar mi camino. A la ilustre y gloriosa Universidad Politécnica del Litoral. A quienes fueron mis docentes durante mi formación universitaria. Asesores de tesis quienes cumplieron su roll, guiándome académicamente con su experiencia y profesionalismo con el fin de realizar un proyecto de investigación de calidad.

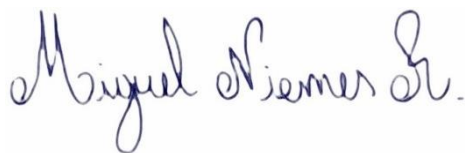
Niemes Ramírez Miguel Adrian

En primer lugar agradezco a Dios, por estar siempre a mi lado y ayudarme a conseguir tan anhelado objetivo, a mi familia en general que siempre ha confiado en mí y me ha apoyado sin importar las circunstancias, a mis compañeros de carrera que hicieron más llevadero el proceso todos estos años y también a mi amigo el Ing. Francisco Heras, por abrirme las puertas de la empresa donde labora, por la confianza que ha depositado en mí y sobre todo por las enseñanzas en lo que al mundo de la minería respecta.

Flores Jungal Victor Armando

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponden conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; Miguel Adrian Niemes Ramírez y Victor Armando Flores Jungal damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”



Miguel Adrian Niemes Ramírez



Victor Armando Flores Jungal

EVALUADORES



Firmado electrónicamente por:
**SAMANTHA TAMARA
JIMENEZ OYOLA**

Ing. Samantha Jiménez
PROFESOR DE LA MATERIA



Firmado electrónicamente por:
**JESUS WASHINGTON
CRESPO QUINTERO**

Ing. Jesús Crespo
PROFESOR TUTOR

RESUMEN

La Empresa Minera Bosque de Oro S.A., ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez sector San Salvador, posee contratos de explotación de una mina antigua, producto de la minería artesanal ilegal, que no se ha explotado actualmente debido a su inestable infraestructura y carencia de un método de explotación de acuerdo con las condiciones geotécnicas – geológicas del sector.

El objetivo del estudio de investigación es proponer un diseño de explotación a una reserva mineral que se encuentra en subniveles antiguos mediante el planeamiento y diseño minero con el fin de aumentar la producción diaria y reducir gastos de la empresa, teniendo presente vetas auríferas con una potencia entre 0.8 m a 1.50 m con una inclinación que va de 20 a 55 grados y asciende 30 metros desde la cota 1361.45 msnm a la superficie.

La metodología para desarrollar el trabajo de investigación consistió en levantar información de la mina antigua realizando visitas de campo, con el fin de identificar la presencia de cuerpos mineralizados en las labores mineras antiguas y características geométricas – geotécnicas del yacimiento. Utilizando el método de selección de Nicholas, se obtiene el método de explotación que se adapte a las condiciones geológicas de la reserva mineral, luego interpretado digitalmente en programas como AutoCAD y Datamine que permitan obtener un plano topográfico 2D y un modelamiento tridimensional de “Mina Vieja” que proyecte a futuro el proceso de minado y comportamiento de las vetas.

Con base en la información obtenida se pudo concluir que el método de explotación que aprovecha un 95% la reserva mineral es el método de Corte y Relleno ascendente que aumenta la producción de la empresa 60 toneladas por día durante 70 días, con un ingreso neto de 162 mil dólares y un ahorro de 54 mil dólares por operacionalizar y tecnificar los trabajos ya existentes para la extracción del mineral.

Palabras clave: Método de Explotación, Modelamiento 3D, Producción, Corte y Relleno, Reserva Mineral.

ABSTRACT

The Empresa Minera Bosque de Oro SA, located in the Camilo Ponce Enríquez canton, San Salvador sector, has contracts for the exploitation of an old mine, a product of illegal artisanal mining, which has not been exploited at the moment due to its unstable infrastructure and lack of a exploitation method in accordance with the geotechnical - geological conditions of the sector.

The objective of the research study is to propose an exploitation design for a mineral reserve that is in old sublevels through mining planning and design in order to increase daily production and reduce company expenses, taking into account gold veins with a potential between 0.8 m and 1.50 m with an inclination that ranges from 20 to 55 degrees and ascends 30 meters from 1361.45 meters above sea level to the surface.

The methodology to carry out the research work consisted of gathering information on the old mine by conducting field visits, to identify the presence of mineralized bodies in the old mining works and geometric-geotechnical characteristics of the deposit. Using the Nicholas selection method, the exploitation method that adapts to the geological conditions of the mineral reserve is obtained, then digitally interpreted in programs such as AutoCAD and Datamine that allow obtaining a 2D topographic plan and a three-dimensional modeling of "Mina Vieja" That projects the mining process and the behavior of the veins in the future.

Based on the information obtained, it was possible to conclude that the exploitation method that takes advantage of 95% of the mineral reserve is the ascending Cut and Fill method that increases the company's production by 60 tons per day for 70 days, with a net income of 162 thousand dollars and a saving of 54 thousand dollars to operationalize and technify the existing works for the extraction of the mineral.

Keywords: *Exploitation Method, 3D Modeling, Production, Cut and Fill, Mineral Reserve.*

ÍNDICE GENERAL

EVALUADORES	5
RESUMEN	I
ABSTRACT	II
ÍNDICE GENERAL	III
ABREVIATURAS	VII
SIMBOLOGÍA.....	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS	IX
ÍNDICE DE TABLAS	XI
CAPÍTULO 1	1
1 INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 Descripción del problema	2
1.2 Justificación del problema	2
1.3 Objetivo general	2
1.4 Objetivos específicos	2
1.5 Antecedentes	3
1.6 Marco teórico	3
1.6.1 Geología local.....	4
1.6.2 Geología estructural.....	6
1.6.3 Mineralización.....	6
1.6.4 Perforación y Voladura	7
1.6.4.1 Propiedades de las rocas que afecten a la perforación	7
1.6.4.2 Distribución y Denominación de taladros.....	7
1.6.4.3 Voladura.....	8
1.6.5 Método de explotación.....	8
1.6.6 Estructuras en interior mina	10
CAPÍTULO 2	11

2	METODOLOGÍA.....	11
2.1	Fase 1. Revisión de datos y reconocimiento de las zonas de interés.	11
2.1.1	Revisión de planos	11
2.1.2	Visita de campo	11
2.2	Fase 2. Levantamiento de información.....	11
2.2.1	Interpretación geológica.....	11
2.2.2	Mediciones en campo	13
2.2.3	Dimensiones y cota de labores en la zona mina vieja.....	13
2.2.4	Dimensiones y Cota del frente de avance.....	16
2.2.5	Ubicación y Geometría de las vetas.....	18
2.2.5.1	Direccionamiento del frente de avance.....	19
2.2.6	Muestreo.....	20
2.2.7	Estimación de Recursos y Reservas.....	21
2.2.8	Reservas	21
2.3	Fase 3. Procesamiento de datos	22
2.3.1	Planos la zona de interés.....	22
2.3.2	Modelo gráfico de los cuerpos mineralizados	25
2.3.3	Diseño del método de explotación	26
2.4	Fase 4. Ejecución del proyecto.....	28
2.4.1	Periodo 1: Frente de avance.....	28
2.4.2	Periodo 2: Construcción de las primeras chimeneas	30
2.4.2.1	Dirección del centro de la malla de perforación a emplear.	31
2.4.2.2	Inclinación de la línea central de tendencia de la chimenea.	31
2.4.3	Periodo 3: Adecuación de MV1	32
2.4.4	Periodo 4: Extracción del material.....	33
	CAPÍTULO 3.....	34
3	RESULTADOS	34

3.1	Diseño del método de explotación.....	34
3.1.1	Aspectos Generales.....	34
3.1.2	Selección del método de explotación.....	34
3.2	Corte y Relleno	37
3.2.1	Dimensiones del tajo.....	37
3.2.2	Preparaciones.....	38
3.2.3	Minado de Y principal de “Mina Vieja”	39
3.2.4	Estructuras del método de explotación mineral propuesto	42
3.2.4.1	Subnivel principal (lateral)	42
3.2.4.2	Chimenea Principal (CP)	43
3.2.4.3	Chimenea de Acceso (D1)	43
3.2.4.4	Chimeneas de Relleno (D2 y D3)	43
3.2.4.5	Buzón o Tolva de almacenamiento	44
3.2.5	Explotación	45
3.2.6	Realce del primer corte en mineral	45
3.2.7	Voladura	46
3.2.8	Ventilación	46
3.2.9	Desquinche de rocas	47
3.2.10	Limpieza del material y relleno.....	47
3.2.10.1	Para el relleno de los tajos:	47
3.2.10.2	Volumen de caja que servirá como relleno	48
3.2.11	Transporte	52
3.2.12	Realce del segundo corte en mineral.....	52
3.2.13	Ciclos de minado	53
3.2.14	Seguridad minera	54
3.2.14.1	Estructuras de fortificación	54
3.2.14.2	Estructuras del macizo rocoso.....	55

3.2.14.3	Pilar y puente de seguridad	55
3.2.14.4	Logística de extracción mineral	56
3.3	Presupuesto	56
3.4	Recursos humanos	57
3.5	Estudio de rentabilidad	58
3.5.1	Volumen de veta extraído	58
3.5.2	Ingreso bruto	59
3.5.3	Margen operacional	60
3.6	Duración del proyecto	61
3.7	Efectividad del método de explotación	61
3.8	Análisis.....	63
CAPÍTULO 4	64
4	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	64
4.1	Conclusiones.....	64
4.2	Recomendaciones.....	65
BIBLIOGRAFÍA	66
APÉNDICES	68

ABREVIATURAS

NW	Noroeste
SE	Sureste
NE	Noreste
EW	Este oeste
SA	Sociedad Anónima
CP	Chimenea Principal
3D	Tercera Dimensión
SB	Subnivel
USD	Dólar Estadounidense
AutoCAD	Computer-Aided Desing
BOSOROMIN	Bosque De Oro
S	Sur
N	Norte
E	Este
W	Oeste
MV1	Línea de acceso "Mina Vieja"
LMV-A	Lateral "Mina Vieja" sección A
PP	Punto de Partida
RQD	Rock Quality Designation
BM	Boca Mina

SIMBOLOGÍA

m	Metro
ton	Tonelada
g	Gramo
Cu	Cobre
Au	Oro
Mo	Molibdeno
Km	Kilómetro
mm	Milímetro
cm	Centímetro
H	Altura
msnm	Metros sobre el nivel del mar
lb	Libra
MPa	Mega Pascales
m^3	Metros Cúbicos
m^2	Metros Cuadrados
seg	Segundos
%	Porcentaje

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Andesita (roca color azulada grisácea).....	5
Figura 1.2. Veta en presencia de fallas	5
Figura 1.3. Distribución de taladros en un frente	8
Figura 1.4 Corte y Relleno ascendente	9
Figura 2.1. Línea MV1 – zona mina vieja.	13
Figura 2.2 Representación gráfica de puntos e inclinación.....	15
Figura 2.3 Frente de avance	17
Figura 2.4 Representación gráfica de puntos e inclinación.....	18
Figura 2.5 Bosquejo de la dirección del frente de avance	20
Figura 2.6 Plano topográfico zona “Mina Vieja”	23
Figura 2.7 Entrada a “Mina Vieja”	24
Figura 2.8 Camino a las vetas de “Mina Vieja”	24
Figura 2.9 Vetas de “Mina Vieja”	25
Figura 2.10 Modelamiento 3D de “Mina Vieja”	25
Figura 2.11 Malla de perforación en el frente de avance.	28
Figura 2.12 Sostenimiento del frente de avance.....	29
Figura 2.13 Triangulación entre cotas de MV1 y Frente de Avance.....	31
Figura 3.1 Representación en 3D de las Vetas	37
Figura 3.2 Labores mineras para explotación mineral	38
Figura 3.3 Material aurífero en “Y” principal en 3D	39
Figura 3.4 Explotación y relleno de LMV-A1	40
Figura 3.5 Explotación y relleno final de LMV-A1	40
Figura 3.6 Explotación y relleno final de la zona LMV-A2.....	41
Figura 3.7 Explotación y relleno de LMV-A.....	41
Figura 3.8 Modelamiento 3D de “Y” principal de Mina Vieja	42
Figura 3.9 “Y” de Mina Vieja: Primer minado y relleno.....	42

Figura 3.10 Dimensiones frontales del buzón.....	44
Figura 3.11 Dimensiones laterales del buzón.....	45
Figura 3.12 Realce del primer corte en mineral.....	46
Figura 3.13 Dimensiones del tajo.....	47
Figura 3.14 Material en caja del tajo.....	49
Figura 3.15 Resultado del relleno en los tajos.....	51
Figura 3.16 Chimeneas de relleno.....	51
Figura 3.17 Transporte material hacia superficie.....	52
Figura 3.18 Segundo corte en mineral.....	52
Figura 3.19 Ciclo de minado.....	53
Figura 3.20 Fortificación del subnivel principal.....	54
Figura 3.21 Pilar y Puente de seguridad.....	56
Figura 3.22 Información de vetas del programa DATAMINE.....	62

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Interpretación Geológica de las vetas.....	12
Tabla 2.2 Puntos tomados en campo “Mina Vieja”.....	14
Tabla 2.3 Cotas en zona mina vieja.....	15
Tabla 2.4 Puntos de referencia para el frente de avance.....	17
Tabla 2.5 Resultados de cotas del frente de avance.....	18
Tabla 2.6 Rumbo y Buzamiento de vetas.....	19
Tabla 2.7 Recurso mineral Explotable.....	21
Tabla 2.8 Reservas Minerales.....	21
Tabla 2.9 Características geométricas del yacimiento.....	26
Tabla 2.10 Características geométricas del mineral.....	27
Tabla 2.11 Condiciones Geotécnicas de la pared colgante.....	27
Tabla 2.12 Condiciones Geotécnicas de la pared pendiente.....	28
Tabla 2.13 Resultados de la triangulación de cotas entre MV1 y Frente de avance.....	32
Tabla 3.1 Características geométricas del yacimiento.....	34
Tabla 3.2 Valoración de las características geométricas del yacimiento.....	35
Tabla 3.3 Valoración de las características geotécnicas del mineral.....	35
Tabla 3.4 Valoración de las características geotécnicas de la pared colgante.....	36
Tabla 3.5 Valoración de las características geotécnicas de la pared yacente.....	36
Tabla 3.6 Ponderación y Ranking de los sistemas de explotación.....	37
Tabla 3.7 Información de las vetas en el campo.....	37
Tabla 3.8 Labores mineras para empezar la explotación.....	38
Tabla 3.9 Leyenda de la figura 3.3.....	39
Tabla 3.10 Características técnicas de chimeneas de extracción.....	44
Tabla 3.11 Volumen de cada tajo.....	48
Tabla 3.12 Volumen total de caja en los tajos.....	49
Tabla 3.13 dimensiones de chimeneas.....	50

Tabla 3.14 Costos de mina.....	57
Tabla 3.15 Personal requerido en el proyecto	57
Tabla 3.16 Volumen de veta en cada tajo	58
Tabla 3.17 Precio internacional de metales.....	59
Tabla 3.18 Total de ingreso bruto.....	60
Tabla 3.19 Flujo de caja del proyecto.....	60
Tabla 3.20 Duración estimada del proyecto	61
Tabla 3.21 Tonelaje total de las vetas	62

CAPÍTULO 1

1 INTRODUCCIÓN

El ser humano ha tenido una relación de dependencia con la tierra y su entorno para la supervivencia diaria, por ello el hombre tuvo la necesidad de extraer materiales como rocas, arenas y arcillas de la tierra para la construcción de herramientas, armas y viviendas, convirtiéndose así en los inicios de la minería que conocemos actualmente. La tecnificación y adaptación de esta actividad ha evolucionado cuando empezaron los trabajos en metales como el cobre, hierro, plata y oro extraídos de la tierra de forma nativa o en aleaciones aprovechando al máximo sus propiedades físicas y químicas principalmente en el armamento y la construcción de herramientas, ya que una espada construida en hierro era más eficaz que un hacha de piedra en el campo de batalla (Vásconez Carrasco & Torres León, 2018).

En Ecuador, el descubrimiento de los metales preciosos ha provocado una serie de complicaciones que los países no han podido controlar en su totalidad, principalmente la explotación ilegal de yacimientos metálicos, la cual no estaba fundamentada bajo ningún estudio técnico o de impacto ambiental, vinculándose a varios factores negativos donde los únicos beneficiados fueron los encargados de la extracción de metales, generalmente el oro. No fue hasta el año 1991 en la administración de Rodrigo Borja que, mediante una mejora en la Ley de Minería, se calificó a la minería como una actividad de utilidad pública a nivel nacional, estableciendo que las minas y yacimientos son patrimonio inalienable e imprescriptible del Estado (Vásconez, 2016).

En el sector San Salvador perteneciente al cantón Camilo Ponce Enríquez, antes de concesionarse la zona, existía actividad minera ilegal, de modo que en la actualidad dentro del contrato de explotación del Proyecto Minero Bosque de Oro S.A. se tienen galerías con vetas de valor que pueden aportar a la producción actual de la compañía.

Sin embargo, las labores antiguas carecen de condiciones aptas para el trabajo del personal y de una conexión entre niveles que permita extraer el material aurífero sin complicaciones. Por lo tanto, con la elaboración de este proyecto, se va a elaborar un método de explotación que tenga como punto de partida la conexión de las labores mineras antes mencionados y que permitirá una reducción de costos en la construcción

de nuevos subniveles puesto que se va a adecuar los antiguos para que el personal trabaje sin ningún problema y sin excederse tanto físicamente para aprovechar al máximo los cuerpos mineralizados considerando todos los aspectos técnicos respecto a producción, estabilidad y seguridad.

1.1 Descripción del problema

BOSOROMIN S.A. es una empresa minera localizada en el cantón Camilo Ponce Enríquez srctor San Salvador dedicada a la explotación subterránea de material aurífero, en sus contratos de explotación posee subniveles antiguos con presencia de cuerpos mineralizados que actualmente quieren ser extraídos, pero por su lejanía, desconocimiento de características geológicas del sector, débil infraestructura y carencia de un método de explotación no se ha podido obtener ningún beneficio, por todo esto se propone diseñar un método de explotación que permita aprovechar las labores mineras actuales y antiguas del proyecto.

1.2 Justificación del problema

Existen labores mineras antiguas que pertenecen al contrato de explotación del Proyecto Minero Bosque de Oro S.A. que poseen vetas auríferas con una potencia entre 0.8 a 1.50 m y una ley mineral de 1.68 g/ton, permitiendo aumentar la producción diaria, minimizar gastos en infraestructura y optimizar el tiempo del personal gracias a la adecuación de las actividades que se realizaban en el sector.

1.3 Objetivo general

Proponer un método de explotación del mineral que se encuentra en subniveles antiguos del contrato de explotación del proyecto minero Bosque de Oro S.A. a través del planeamiento y diseño minero acorde a las características geomecánicas de la zona con el fin de aumentar la producción y reducir gastos de la empresa.

1.4 Objetivos específicos

- Relacionar el frente de avance del proyecto minero Bosque de Oro S.A. en forma paralela al subnivel de Mina Vieja a través del levantamiento topográfico para evitar gastos realizando más subniveles.

- Proponer la operacionalización del subnivel antiguo donde se encuentra el cuerpo mineralizado, creando las condiciones seguras necesarias para el trabajo obrero en la zona para facilitar extracción del material aurífero.
- Identificar las características geológicas y leyes minerales de las vetas presentes en la zona de estudio que permita definir la logística y ubicación de los frentes de producción.

1.5 Antecedentes

El proyecto minero BOSOROMIN S.A. empezó su contrato de explotación en el año 2017, sin embargo, se encontró actividad minera ilegal antigua en la actual concesión “Las Guaduas” con las respectivas labores mineras como galerías, subniveles, pozos y piques sin control técnico o ambiental que pasaron a ser parte de la empresa Bosque de Oro S.A. al legalizar la zona para su libre aprovechamiento.

Al iniciar el proyecto se conocían las características geológicas del sector, pero no se consideraron los trabajos antiguos para la explotación y direccionamiento del frente de avance, puesto que la zona antigua se encontraba lejos de la boca mina inicial de la empresa. La planificación de la empresa dictaminaba en cortar un sistema de vetas que afloraban cerca de boca mina e ir explorando conforme se presente la geología y mineralización de la zona con el fin de obtener información acertada de nuevos yacimientos que aporten al futuro de la empresa.

En base al levantamiento topográfico de los frentes de explotación y producción actuales, se puede realizar un bosquejo de la dirección que tomarían las labores mineras antiguas para conectar la galería principal de la empresa con la “mina vieja” facilitando la explotación y extracción de los cuerpos mineralizados aplicando un método de explotación acorde a las condiciones geológicas correspondientes.

1.6 Marco teórico

La geología local y geología estructural del apartado 1.6.1, 1.6.2 respectivamente se obtuvieron del informe técnico de inspección y evaluación geológico-minera labores subterráneas realizado en el cantón Camilo Ponce Enríquez, sector San Salvador (Cáceres León , 2019).

1.6.1 Geología local

El campo mineral en el Distrito Minero Ponce Enríquez se localiza dentro del sub-distrito Machala Naranjal en el occidente del Distrito Azuay, conocida por su mineralización principalmente de Cu, Au, Mo en pórfidos y en vetas, brechas y los denominados stockworks epi-mesotermales, originados dentro de las rocas de caja volcánica que tienen una estrecha relación con pórfidos.

Este campo mineral está rodeado por un conjunto predominante de rocas volcánicas como andesitas y basaltos, conocidos como Basaltos Bella Rica o rocas de la Unidad Pallatanga. Lo que se tiene de forma recurrente en los frentes de trabajo, principalmente en el de avance es de basaltos verdes, grises, azules, stockworks irregulares de epidota, cuarzo y diorita de un espesor de 20mm aproximadamente en los hilos de veta.

El desarrollo de la mineralización y la alteración hidrotermal de la zona aparece con una secuencia basáltica de la Unidad Pallatanga que tiene más de 1km de espesor, el cual está intruido por cuarzo-diorita a micro-tonalita porfídica. La presencia de piritita diseminada y stockworks de piritita son muy comunes dentro del Campo Mineral Ponce Enríquez.

El material denominado como roca de caja está conformado por andesita con una coloración azulada grisácea (Figura 1.1), lo que indica la presencia de rocas básicas e intermedias; siendo muy común este tipo de roca a lo largo de las galerías en el frente de avance y en los tajos cercas de las zonas de explotación mineral. Las rocas tienen como características principales ser macizas, resistentes y compactas, aunque por ciertos sectores se encuentran fallas (Figura 1.2) que hacen que las galerías necesiten de refuerzos de madera o metal por cuestiones de seguridad e incluso se necesite de un análisis apartado respecto a la malla de perforación para el desarrollo del frente de avance.



Figura 1.1. Andesita (roca color azulada grisácea)



Figura 1.2. Veta en presencia de fallas

Respecto al sistema de vetas en la zona de estudio de la región San Salvador existen hilos en el nivel 0 de la galería principal que se encuentran asociados a arcillas rojas y pequeñas incrustaciones de cuarzo, estos “hilos” de aproximadamente 20mm de espesor tienen la tendencia de aumentar su potencia conforme se avanza en la cota a tal punto que se convierten en los denominados bloques que van de 1 a 2m de potencia. Otra característica de la mineralización de la zona es que los hilos de veta en la galería presentan un determinado buzamiento y al avanzar hacia arriba, siguiendo dicho buzamiento encontramos a los bloques de veta “echados” es decir con un buzamiento de entre 10 a 30°.

La composición como tal en las mineralizaciones más apreciables se vincula con el soroché, estas presentan tobas líticas grises fuertemente competentes que emplazan la estructura de la veta como tal. El cuerpo de tobas líticas está cortado por fallas con dirección Norte – Sur, Noreste – Suroeste.

El área geológica regional está delimitada por una importante serie de fallas con rumbo NW: La falla Río Margarita al S, La Falla Río Tenguel al N y la Falla con relleno de serpentina Río Chico, en esta zona en especial encontramos algunos lineamientos cuyo desarrollo se asocia con vetas y fallas, donde se incluye La Falla 3 mayo con rumbo hacia el norte. Las tres principales fallas transversas, es decir E-W, son: La Falla Guanuche, Los Ratones y Pueblo Nuevo.

1.6.2 Geología estructural

En este campo mineral existen tres tipos de estructuras que se las detallará a continuación:

- Estructuras regionales de rumbo andino, son aquellas que manifiestan límites de los terrenos lito tectónicos que manipula los patrones magmáticos, metalogénicos y sedimentarios.
- Fallas transversales de carácter mayor que tienen un rumbo E – W y NW – SE, las cuales subdividen los terrenos en bloques que presentan distintos niveles de erosión, estas determinan la conservación de los sistemas de cuerpos mineralizados en la zona.
- Existen también estructuras subordinadas N – S, NNE – SSE, que prácticamente controlan y alojan la mineralización.

Además, se tienen fallas cuaternarias aledañas a la zona como lo es la falla Ponce Enríquez que es una estructura en Echelon de la falla Naranjal.

1.6.3 Mineralización

La mineralización es de polisulfuros con presencia de: oro, plata, arsénico, cobre, zinc, antimonio, bismuto y cadmio. Se conoce que el oro y el cobre incrementan de Norte a Sur y de Sur a Norte con una zonación en la distribución de la mineralización. Se presentan estructuras vetiformes rectilíneas que siguen una dirección y buzamiento constante según la zona, variando su espesor en ancho de veta compuestas principalmente de pirita, calcopirita, cuarzo y galena. El material aurífero contenido de

polimetálico y cuarzo presenta un matriz silíceo, con cemento rico en galena, finos cristales, cuarzo y buen desarrollo de cristales idiomorfos (Morris & Kirkham, 2013).

1.6.4 Perforación y Voladura

La rotura de la roca ocurre generalmente cuando se realizan dos operaciones, la primera es la perforación, que se obtiene en base a un orificio o corte generado por medios mecanizados, hidráulicos o térmicos que permitan poner explosivos dentro del hueco generado. La segunda es la voladura, tiene como objetivo fragmentar y aflojar el material usando energía causada por el explosivo. Aplicando estas dos operaciones correctamente bajo las condiciones adecuadas de la roca se puede lograr la apertura de un túnel, galería, pozo, pique, avanzar en los frentes de explotación, etc (Rosas, 1994).

1.6.4.1 Propiedades de las rocas que afecten a la perforación

Las propiedades físicas de las rocas que intervienen en la perforación y elección del método de perforación son:

- Dureza
- Resistencia
- Elasticidad
- Plasticidad
- Textura
- Estructura
- Características de rotura

1.6.4.2 Distribución y Denominación de taladros

La distribución de taladros y la secuencia de los explosivos depende de las características geológicas de la zona de interés y parámetros del equipo perforador. Los agujeros se van a distribuir de forma concéntrica, iniciando con los de corte o de arranque en el área central de la voladura (Rosas, 1994).

Taladros de arranque: forman la primera y segunda cara libre del frente cerrado de una galería, transformándose en un banco anular.

Taladros de ayuda: Rodean a los taladros de arranque formando las salidas hacia la cavidad inicial. Su distribución y número van a variar según las dimensiones del frente de explotación.

Taladros cuadradores: Taladros laterales que forman los flancos del túnel.

Taladros de alza o techos: se encuentran ubicados en el techo del túnel y se disparan junto a los cuadrantes instantáneamente al final de la ronda.

Taladros de arrastre o piso: Se encuentran en el piso del túnel o galería y se disparan al final de toda la ronda.

A continuación, en la Figura 1.3 se presenta la distribución de taladros en un frente:

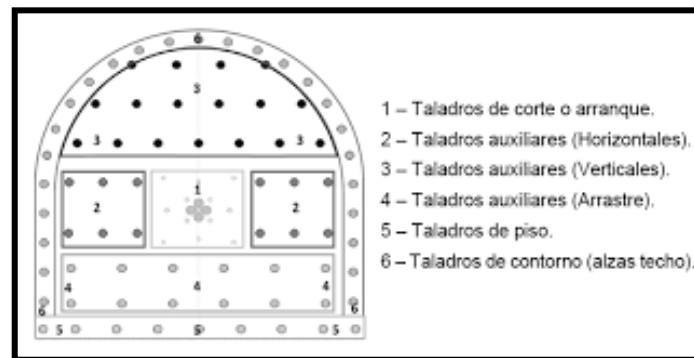


Figura 1.3. Distribución de taladros en un frente

Fuente: (Gómez, 1997)

1.6.4.3 Voladura

Una vez realizados los agujeros se procede a realizar la voladura o fragmentación de la roca utilizando explosivos comerciales en el carguío de los taladros. En base a los parámetros de mecánica de rotura, la presión generada por los explosivos confinados origina una alta concentración de energía produciendo fragmentación y desplazamiento del material rocoso (Rosas, 1994).

1.6.5 Método de explotación

Se asocia al conjunto de técnicas que tienen como objetivo el aprovechamiento de una zona mineral subterránea, estos métodos se fundamentan bajo una serie de estudios dirigidos a la geología de la zona de estudio, el comportamiento de la distribución mineral, resistencia del macizo rocoso, factores ambientales, entre otros (Estruch Serra & Tapia Gómez, 2003).

Los métodos de explotación se pueden utilizar desde el arranque de un proyecto a gran escala hasta en zonas particulares en pequeños proyectos que buscan expandirse,

considerando todos los aspectos técnicos, ambientales y de seguridad que permitan utilizar el método de explotación específico para el correcto aprovechamiento del mineral.

En el caso del proyecto minero Bosque de Oro S.A se requiere avanzar en frentes de trabajos antiguos en una zona donde las condiciones geológicas, buzamientos pronunciados y yacimiento de forma irregular permiten aplicar el método de corte y relleno ascendente (Figura 1.4) que consiste simplemente en una excavación que se completa con el relleno antes de realizar una siguiente pasada.

Si al avanzar no cambian las condiciones de trabajo, el ciclo: perforación, voladura, carga y relleno se van a repetir, siendo lo característico del método. En la zona “mina vieja” donde se encuentra el mineral a extraer poseen paredes o hastiales de cámara débiles, se realizará un sostenimiento con el relleno que se obtiene en la aplicación del método, además se tiene una pendiente en las vías de acceso que se van a nivelar con el material estéril que salga de voladura para que los colaboradores dentro de mina no se sobren esfuerquen al desplazar el carro minero (Elias, 2012).

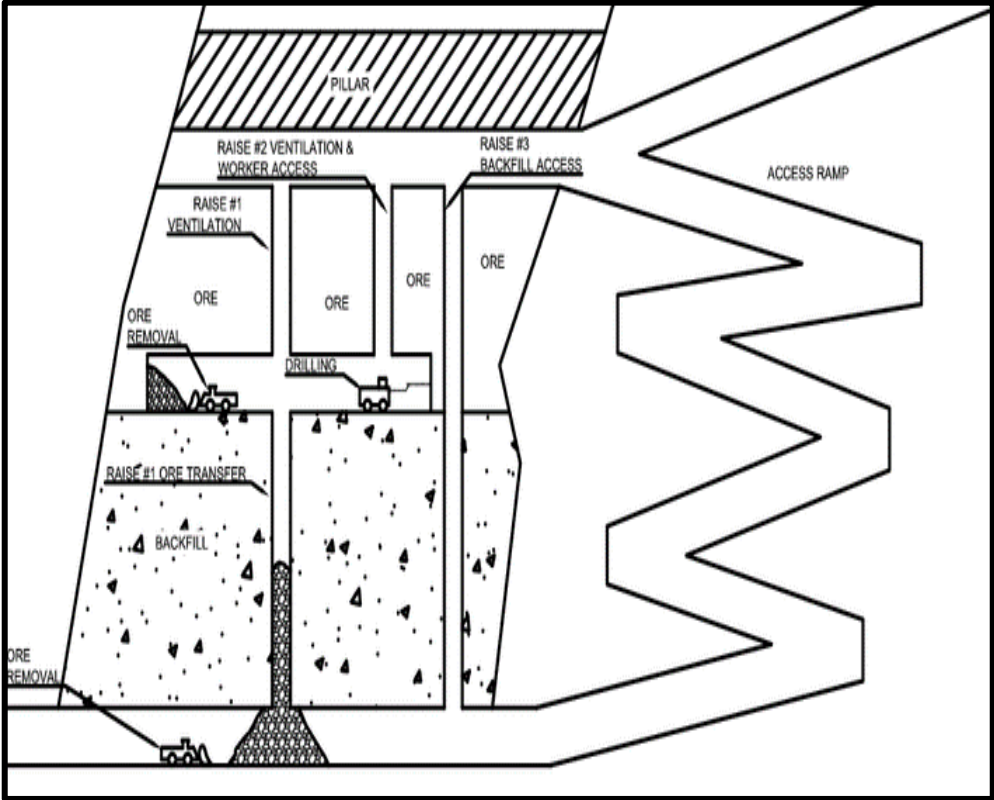


Figura 1.4 Corte y Relleno ascendente
Fuente: (Elias, 2012)

1.6.6 Estructuras en interior mina

Para diseñar las estructuras subterráneas en roca, es necesario evaluar la estabilidad del macizo, la resistencia a las tensiones y deformaciones que se generan debido a las fuerzas internas y externas. Generalmente es difícil la construcción de estructuras sobre rocas puesto que se hayan sometidas a tensiones desconocidas producidas por el peso del recubrimiento y las fuerzas tectónicas. Además, los escasos de información sobre las propiedades y comportamiento del macizo rocoso dificultan el diseño. El avance correcto de una mina es lento ya que se necesita experimentar y modificar las condiciones que se presenten, por ello el diseño inicial no es solo técnico, sino también basado en la experiencia. El proyecto necesita la recolección de datos conforme vaya desarrollando la mina y verificar si lo planteado en un principio concuerda o simplemente reconsiderar y modificar como sea conveniente (Gómez, 1997).

Para el proyecto Bosque de Oro se necesita alinear las antiguas labores mineras con las actuales para evitar gastos realizando más subniveles. En base al reconocimiento en campo de la zona, se aprovechará la ubicación de la antigua labor ya que se encuentra por encima de la vía de acceso vigente de la empresa, por ello se va a realizar tres tres chimeneas trasiego, la primera será de madera para el ingreso y salida de los obreros del subnivel antigua, la segunda de metal y se utilizará para transportar el material estéril de un nivel a otro y la tercera de madera para el fácil desplazamiento del material aurífero entre los niveles.

La chimenea es un método de explotación realizado por trabajos de voladura y sirve para comunicar dos pisos en interior mina. Generalmente se realizan perpendicular a la galería principal. Por otro lado, el buzón es, básicamente, un pique fortificado formado de estructuras de metal o madera con una compuerta que permite direccionar, retener el material a los carros mineros (Serra, 2002).

CAPÍTULO 2

2 METODOLOGÍA

La elaboración del presente proyecto consta de cuatro fases:

2.1 Fase 1. Revisión de datos y reconocimiento de las zonas de interés.

2.1.1 Revisión de planos

Se revisaron los planos respecto a la topografía en interior mina tanto de los trabajos actuales como de los antiguos para identificar las líneas de la mina antigua con su respectiva distribución en el espacio, considerando cuál podría ser el sector donde se interceptará con el frente de avance actual, por ello se realizó una dirección tentativa que debería tener dicho trabajo.

2.1.2 Visita de campo

Se recorrieron todas las líneas de la mina antigua para tener una visión más amplia de la situación y se observó que cerca de la boca mina antigua se encontraban cuerpos mineralizados con una potencia de 1.50 m aproximadamente cortadas por la galería principal. Las vetas presentes tenían una coloración rojiza y otras grises con presencia de soroche, cuarzo y conglomerado, sin embargo, conforme se adentraba a la montaña se iba encontrando la roca de caja común conocida como andesita grisácea.

2.2 Fase 2. Levantamiento de información

Se realizó una segunda visita, pero esta vez con la finalidad de ubicarse en el espacio de las labores antiguas y tener noción de cada lugar tanto en el plano como en el campo. En primera instancia se le dio nombre a cada línea de trabajo antiguo y a las vetas, para una mejor interpretación y guía del proyecto. En campo, con la ayuda de una pintura en aerosol se marcaba en las paredes o intersecciones de los subniveles que ayudaron en la ubicación cuando se tomaron las mediciones y su posterior interpretación en plano.

2.2.1 Interpretación geológica

Las vetas se ven afectadas por una serie de fallas geológica presentes en el macizo rocoso, que les da un comportamiento en particular puesto que, al toparse con la falla,

la veta “Tita” localizada en toda la línea principal de la zona denominada mina vieja se desplaza unos 27 centímetros hacia arriba, conservando su rumbo y buzamiento. Esta veta conforme se avanzó en el lateral LMV-A conserva su geometría hasta que se encuentra con otra falla, justo al llegar a la “Y” principal donde inician los laterales LMV-A1 y LMV-A2, de modo que en la entrada de LMV-A2 aparece la veta “Paquita” con un rumbo y buzamiento distinto al de la veta madre.

Cuando nos dirigimos hacia el lateral LMV-A1 se notó que en la “Y” de intersección una falla hizo que la veta Tita se desplace también hacia abajo dando paso a la formación de la veta “July”, que conserva su geometría hasta el tope del lateral.

En la Tabla 2.1 se tiene como interpretación geológica lo siguiente:

Tabla 2.1 Interpretación Geológica de las vetas

Nombre del cuerpo geológico	Observaciones
Veta Tita	<ul style="list-style-type: none"> • Es la más potente en la zona. • Coloración rojiza con puntos o alteraciones blancas. • Textura arcillosa. • Presencia de cuarzo, piritita y calcopirita.
Veta Paquita	<ul style="list-style-type: none"> • Coloración rojiza con alteraciones blancas y negras en forma de líneas que siguen el buzamiento. • Textura arcillosa y en las alteraciones rocosa. • Presencia de cuarzo y sulfuros.
Veta July	<ul style="list-style-type: none"> • Textura netamente arcillosa. • Coloración rojiza con alteraciones blancas que conservan la textura original.
Conglomerado zona vieja	<ul style="list-style-type: none"> • Los clastos van desde 1cm hasta 10 cm de diámetro. • Clastos color gris oscuro. • Cementación color gris claro.
Roca de caja frente de avance	<ul style="list-style-type: none"> • Fracturada. • Incrustaciones de vetas y arcillas de 1cm de potencia. • Andesita grisácea azulada. • Las fracturaciones se distribuyen por todo el frente de avance.

2.2.2 Mediciones en campo

El equipo utilizado para las mediciones en campo fue un distanciómetro láser Bosch GLM80 y una brújula geológica Brunton Pocket Transit. Con la ayuda del primer equipo se pudieron tomar datos como las distancias entre dos puntos y la inclinación, negativa o positiva de los puntos, mientras que con la brújula se levantaron datos como el rumbo y buzamiento de las vetas, así como las direcciones que presentaban las líneas en la zona de estudio.

El procedimiento que se realizó para la toma de puntos en la zona mina vieja y frente de avance consistió en la participación de dos personas, donde cada uno llevaba una marca o señal de una distancia correspondiente a 1.50 m de altura tomados desde el piso, con la finalidad de llevar el paralelismo en cada punto medido.

2.2.3 Dimensiones y cota de labores en la zona mina vieja

Esta actividad partió con la observación de la geometría de las líneas, presentando una estructura clásica de un túnel de minería subterránea, con sus paredes laterales paralelas con su corona y techo definidos, tal y como se muestra en la Figura 2.1.



Figura 2.1. Línea MV1 – zona mina vieja.

Tomando como punto de partida la “Y” principal en la mina vieja se fue recorriendo la línea MV1 donde se consideró el comportamiento en la definición de los puntos, de modo que se los ubicaba en quiebres, curvas o hasta donde era posible ejecutar la medición con el distanciómetro. Conforme se media la distancia entre dos puntos, se determinó el ancho del túnel en ese punto, colocando el equipo de medición en una de las paredes

para tomar la medida correspondiente hasta la otra pared, de forma similar se hizo con la altura, ubicando el distanciómetro en el piso donde el láser apunte al techo o corona, todo este proceso se lo fue llevando a cabo para cada punto considerado hasta llegar a la intersección con MV2.

Se levantó la siguiente información, presentada en la Tabla 2.2:

Tabla 2.2 Puntos tomados en campo “Mina Vieja”.

Punto	Distancia [m]	Inclinación	Ancho [m]	Altura [m]	Observaciones
BM	14.38	2.40	1.50	1.80	Tope de boca mina vieja.
PP	25.00	2.40	1.88	1.80	“Y” principal en MV1
1	29.38	2.40	1.25	1.90	
2	27.40	2.40	1.25	1.70	
3	28.00	2.70	1.25	1.68	
4	11.70	3.10	1.31	1.66	
5	25.39	2.80	1.25	1.60	
6	15.54	4.20	1.25	1.60	
7	12.50	4.20	1.25	1.60	
8	12.48	5.00	1.25	1.55	
9	13.60	5.80	1.25	1.58	
10	11.69	3.4.	1.13	1.59	
11	4.66	3.00	1.00	1.55	
12	12.31	3.10	1.25	1.53	
13	6.70	2.70	1.16	1.54	
14	15.80	2.60	1.25	1.60	
15	20.1	2.70	1.25	1.62	
16	15.81	2.70	1.27	1.70	
17	20.16	4.30	1.30	1.65	
18	20.15	4.00	1.26	1.62	
19	13.83	4.10	1.28	1.67	
20	7.11	3.90	1.32	1.72	
21	11.27	3.80	1.27	1.77	Intersección con MV2

Para obtener las cotas de cada punto, se realizó un cálculo trigonométrico, tomando como base la cota de la boca mina vieja que es un valor que se tiene a disposición y se lo va arrastrando con la ayuda de la distancia entre los puntos y la inclinación existente.

A continuación, se detalla el procedimiento tomando como ejemplo el tramo BM – PP representado en la Figura 2.2:

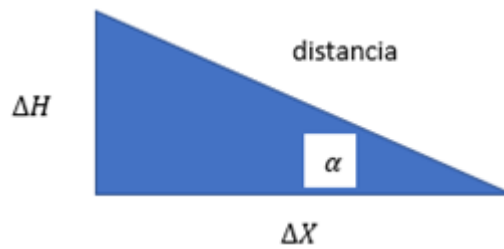


Figura 2.2 Representación gráfica de puntos e inclinación

$$\text{sen}(\alpha) = \frac{\text{distancia}}{\Delta H} \quad (2.1)$$

$$\Delta H = \text{sen}(\alpha) \times \text{distancia} \quad (2.2)$$

$$\Delta H = \text{sen}(2.4) \times 14.375 \quad (2.4)$$

$$\Delta H = 0.6019 \text{ m} \quad (2.5)$$

En la obtención de la cota de cada punto, se sumó el valor de 1361.45m, que es la cota de boca mina vieja.

$$\text{cota pp} = 0.6019 \text{ m} + 1361.45 \text{ m} \quad (2.5)$$

$$\text{cota pp} = 1362.05 \text{ m} \quad (2.6)$$

Este cálculo se efectuó en cada tramo, sumando al valor anterior el nuevo ΔH , así sucesivamente hasta obtener el resultado presentado en la Tabla 2.3:

**Tabla 2.3 Cotas en zona mina vieja.
Fuente: Mediciones en campo**

Punto	ΔH [m]	Cota [msnm]
BM	0.60	1362.05
PP	1.05	1363.10
1	1.23	1364.33
2	1.15	1365.48
3	1.32	1366.80
4	0.63	1367.43
5	1.24	1368.67
6	1.14	1369.81

7	0.92	1370.72
8	1.09	1371.81
9	1.37	1373.18
10	0.69	1373.88
11	0.24	1374.12
12	0.67	1374.79
13	0.32	1375.10
14	0.72	1375.82
15	0.95	1376.77
16	0.74	1377.51
17	1.51	1379.02
18	1.41	1380.43
19	0.99	1381.42
20	0.48	1381.90
21	0.75	1382.65

2.2.4 Dimensiones y Cota del frente de avance

Se partió con la observación de la forma del túnel y luego con ayuda del distanciómetro se midió desde el piso apuntando el láser hasta el techo, determinando de esta forma la altura, para el ancho se ubicó el distanciómetro en una de las paredes apuntando el láser hasta la otra pared. Como estos túneles presentaron una corona, que es aproximadamente un medio círculo achatado en el eje Y, la altura de esta corona se la determinó ubicando el distanciómetro desde el inicio de la curvatura apuntando hasta el piso, de modo que a la altura general de la labor se le resta la medición anterior. Las mediciones que se tomaron en campo y son representadas en la Figura 2.3:

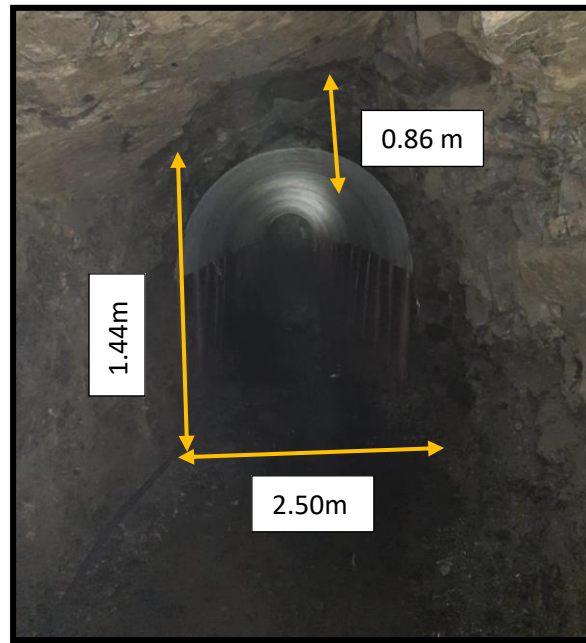


Figura 2.3 Frente de avance

En la obtención de las cotas, se tuvo como punto de partida el hito A5 a 1364.35 msnm, de igual manera se prosiguió con el distanciómetro, tomando la longitud entre puntos referenciales en quiebres y curvas hasta llegar al frente de avance. Del campo se recopilaron los datos presentados en la Tabla 2.4:

**Tabla 2.4 Puntos de referencia para el frente de avance.
Fuente: Mediciones en campo**

Punto	Distancia [m]	Inclinación	Ancho [m]	Altura [m]	Observaciones
A5	3,12	0,2°	3.75	2.30	Hito
1	7,81	0,3°	2.50	2.28	
2	14,37	0,1°	2.18	2.32	
3	7,81	0,2°	2.31	2.31	
4	6,78	0,5°	1.87	2.30	
5	8,10	0,5°	2.20	2.41	
6	10,7	0,5°	2.45	2.45	Frente de avance

El cálculo efectuado es similar al de zona mina vieja, por ende, se lo detalla a continuación partiendo de la Figura 2.4 como referencia de las distancias:

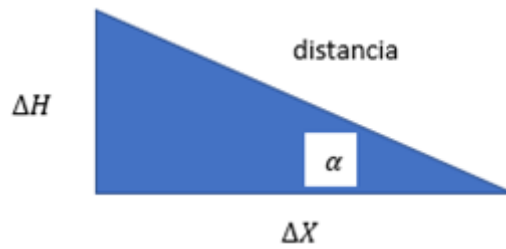


Figura 2.4 Representación gráfica de puntos e inclinación

$$\text{sen}(\alpha) = \frac{\text{distancia}}{\Delta H} \quad (2.7)$$

$$\Delta H = \text{sen}(\alpha) \times \text{distancia} \quad (2.8)$$

$$\Delta H = \text{sen}(0.2) \times 3.12 \quad (2.9)$$

$$\Delta H = 0.01089 \text{ m} \quad (2.10)$$

Este cálculo se realiza para todos los puntos, empezando por A5, teniendo en sí una proyección en el eje Y, que es ΔH . Después se sumó el valor de la cota del hito A5 y sucesivamente irle sumando el siguiente ΔH a la cota ya calculada.

$$\text{cota pp} = 0.01089\text{m} + 1364.35 \text{ m} \quad (2.5)$$

$$\text{cota pp} = 1364.36 \text{ m} \quad (2.6)$$

Se calculó en todos los tramos y los resultados se presentan en la Tabla 2.5:

Tabla 2.5 Resultados de cotas del frente de avance.

Punto	ΔH [m]	Cota [m]
A5	0.0109	1364.361
1	0.0409	1364.402
2	0.0251	1364.427
3	0.0273	1364.454
4	0.0592	1364.513
5	0.0707	1364.584
6	0.0934	1364.677

2.2.5 Ubicación y Geometría de las vetas

Se inició con la colocación de puntos en zonas estratégicas en el plano topográfico, para definir las también en campo, de esta forma se procedió con la medición de la distancia entre el punto referencial y el cuerpo mineralizado. Todo esto se lo realizó para las tres

vetas de interés que, con ese dato levantado, se continuó con el reemplazo de los puntos en el plano topográfico.

Para la obtención del rumbo y buzamiento se empleó la brújula geológica, donde se registraron los siguientes datos en la Tabla 2.6:

Tabla 2.6 Rumbo y Buzamiento de vetas

Nombre de la veta	Rumbo	Buzamiento	Dirección de buzamiento	Potencia
Veta Tita	340°	20°	NE	1.50 m
Veta Paquita	22°	14°	SE	0.90 m
Veta July	10°	15°	SE	0.80 m

2.2.5.1 Direccionamiento del frente de avance

Esta actividad corresponde a la medición de la dirección de la línea MV1 de la zona mina vieja que se encuentra cercana al tope del frente de avance del actual proyecto. Con la ayuda de un graduador, se determinó dicha dirección igual a 330° respecto al norte, de igual forma en el plano. En la zona de últimos trabajos del frente de avance, se trazó una labor paralela a MV1, es decir con una dirección de 330° respecto al norte que sirvió como guía en la interpretación de cómo se iban a realizar los trabajos de extracción en la zona.

En la Figura 2.5 se muestra la medición detallada y cómo se trazó la alineación del futuro frente de avance:

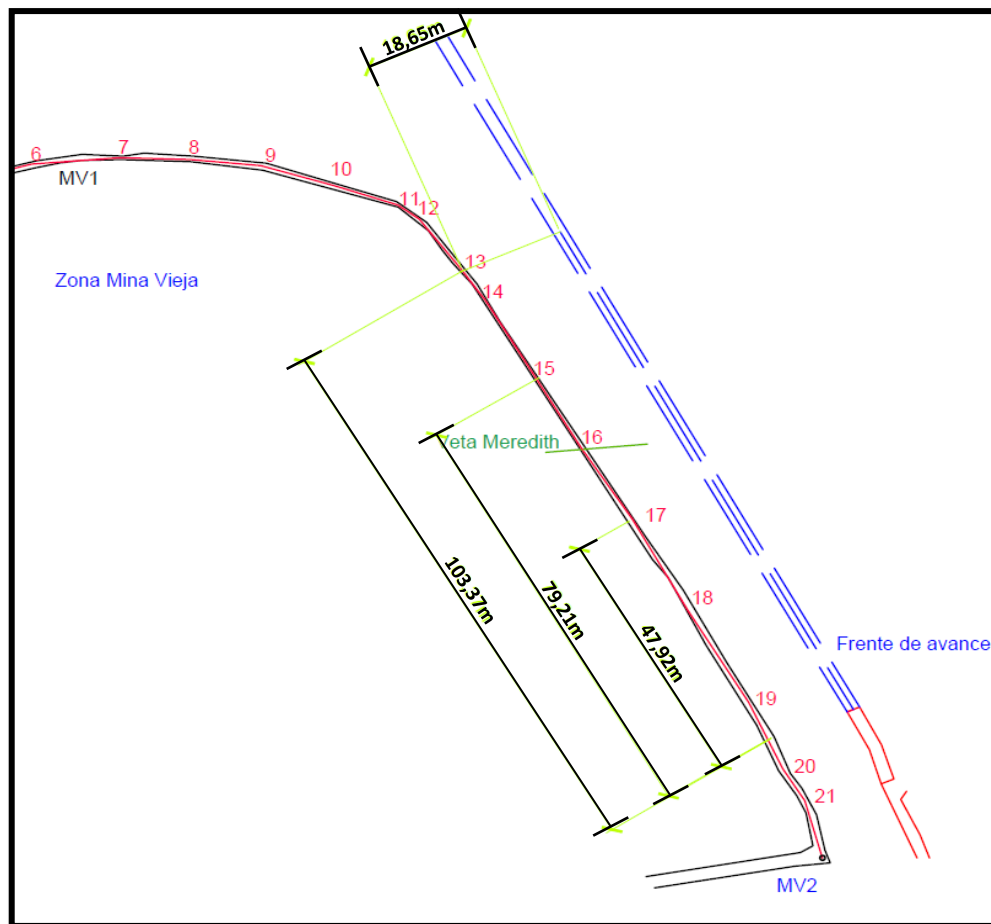


Figura 2.5 Bosquejo de la dirección del frente de avance. Escala 1/1

2.2.6 Muestreo

Se realizó la recolección de pequeñas muestras en campo cuando se realizaron las respectivas mediciones. Únicamente se recolectó de las vetas consideradas importantes que presentan características de bloque en las labores antiguas.

El proceso de recolección consistió en picar con un martillo geológico o una punta (cuña) las vetas, de modo que se desprendió el material y se almacenó en una funda plástica con su respectiva etiqueta de la veta correspondiente. Cada muestra tenía un peso aproximado de 2 a 3 libras, una vez fuera de mina con una herramienta denominada “porrón” se lo fue triturando hasta alcanzar una arena fina con cada una de las muestras. Es importante mencionar que esta herramienta se limpiaba bien luego de cada trituración para que no exista contaminación de las muestras, después una por una se las iba platoneando sacando una “pinta” que es un indicativo de la presencia de oro en cada muestra, recordemos que en esta empresa se trabaja por volumen, por ende, a pesar de tener leyes entre 6 a 8 g/Ton, la producción mantiene su rentabilidad.

El proceso de “platoneo” de las muestras consistió en ubicar el material en un plato de metal de aproximadamente 50 cm de diámetro, que con la ayuda de una fuente de agua se fue vertiendo el material y realizando movimientos circulares se iba separando el material grueso quedando únicamente el material fino. En la zona más cercana al centro del platón se iba observando la mineralización que es más pesada que el resto de arena, donde destacaba el oro, siendo el material que presenta una coloración amarillenta con brillo metálico.

2.2.7 Estimación de Recursos y Reservas

La estimación de recursos y reservas es un conjunto de operaciones de alta responsabilidad que permite determinar el valor geológico-económico de un yacimiento mineral. En el caso de la pequeña minería del área “Bosque de Oro” ejecutará en conjunto la exploración y explotación con el fin de obtener un flujo de caja operativo para cubrir los gastos y evitar la pre-inversión e inversión externa. Por ello se tiene la Tabla 2.7 (Información otorgada por la empresa BOSOROMIN S.A.).

Tabla 2.7 Recurso mineral Explotable

Recurso Mineral			
Vetas y Vetillas	Ley Mineral		
	gr/ton. (Au)	gr/ton. (Ag)	%(Cu)
Veta July	1.29	9.70	1.90
Veta Paquita	1.86	10.80	1.00
Veta Tita	1.61	10.30	1.52

2.2.8 Reservas

En esta sección, se pretende analizar la parte económicamente explotable del recurso mineral medido de la Tabla 2.8 (Información otorgada por la empresa BOSOROMIN S.A.).

Tabla 2.8 Reservas Minerales

PROBABLES	PROBADAS
150	00.0

2.3 Fase 3. Procesamiento de datos

2.3.1 Planos la zona de interés

Partiendo del levantamiento de información de las zonas a considerar en este proyecto, se procedió a colocar todos los datos necesarios respecto a las medidas de las galerías, ubicación y geometría de las vetas, distancias relevantes entre zona mina vieja y frente de avance en AutoCAD con su respectiva terminología y nombres de las labores. De lo detallado anteriormente, se tiene la Figura 2.6, 2.7, 2.8 y 2.9:

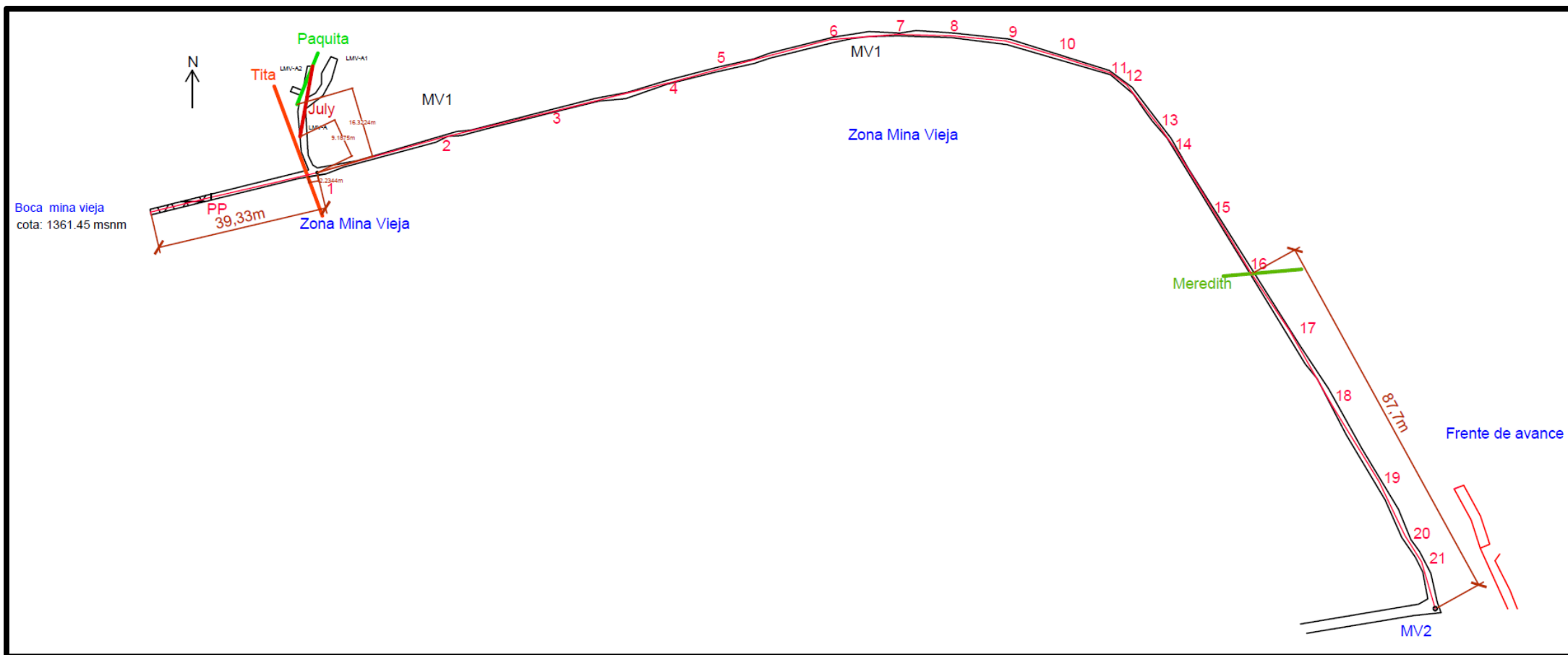


Figura 2.6 Plano topográfico zona "Mina Vieja". Escala 1/1

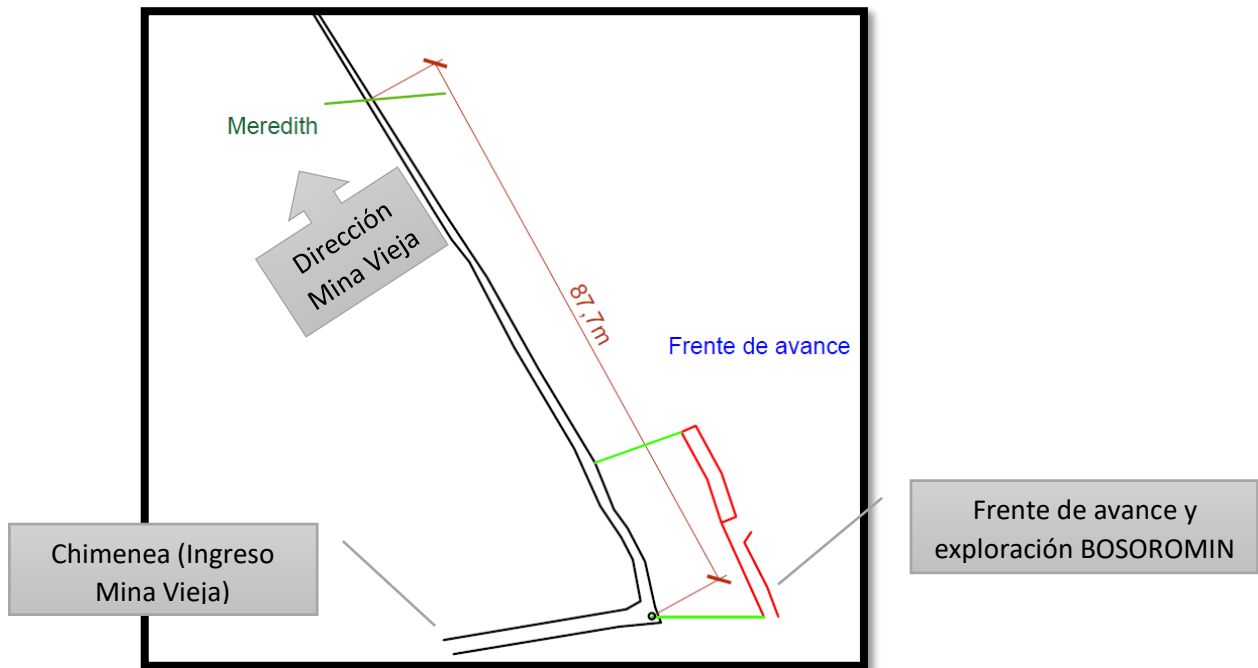


Figura 2.7 Entrada a "Mina Vieja". Escala 1/1

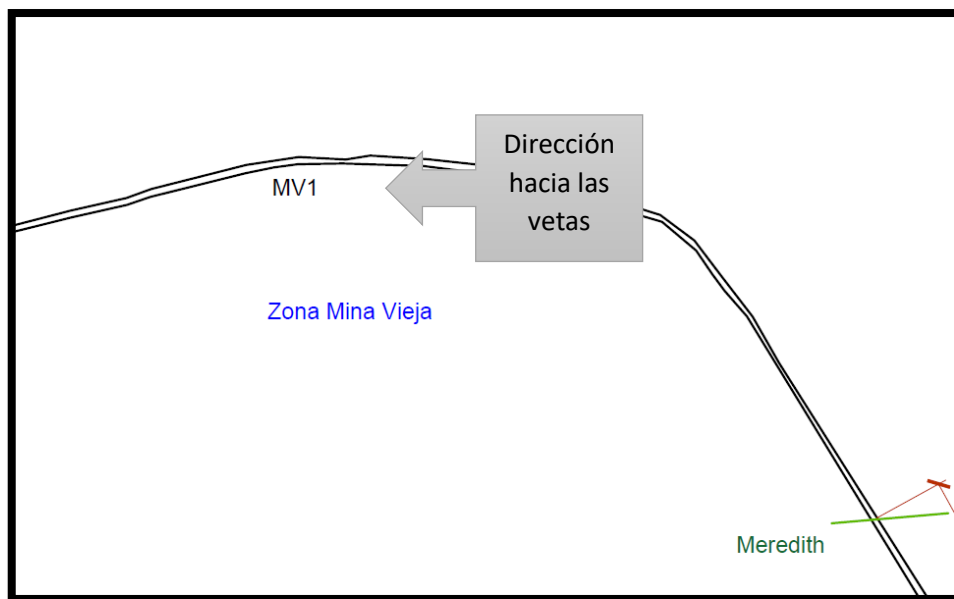


Figura 2.8 Camino a las vetas de "Mina Vieja". Escala 1/1

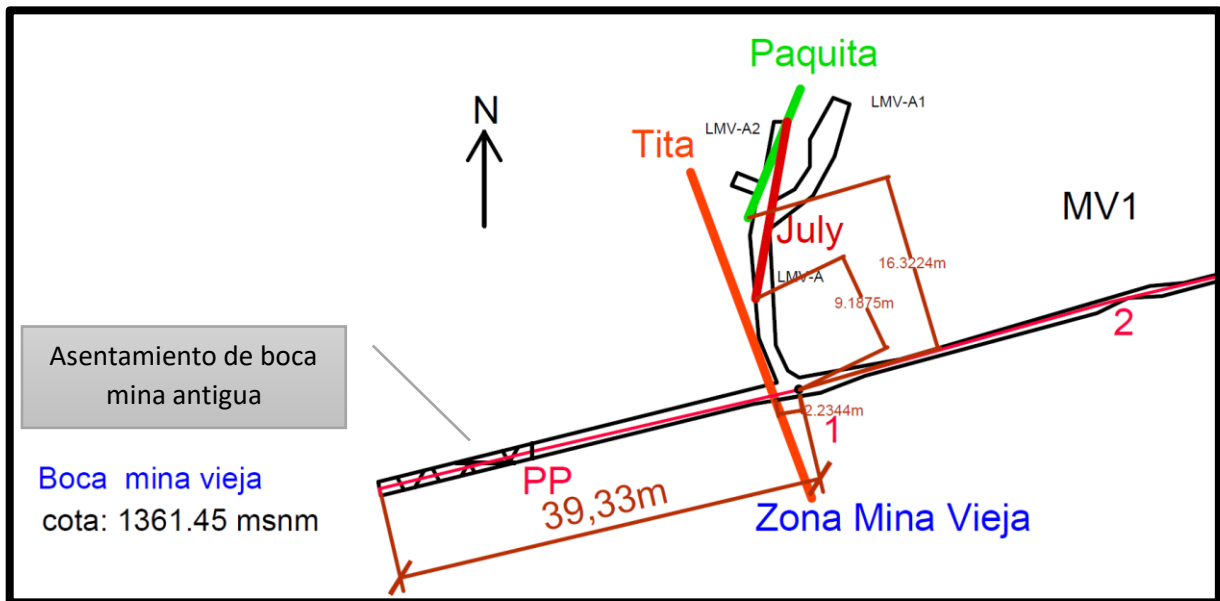


Figura 2.9 Vetas de “Mina Vieja”. Escala 1/1

2.3.2 Modelo gráfico de los cuerpos mineralizados

El modelamiento en 3D juega un papel importante en la propuesta del diseño de explotación puesto que nos permite identificar ciertas propiedades geológicas y proyectar a futuro el comportamiento del cuerpo mineralizado para su respectivo análisis, por ello se opta realizar el dibujo computarizado (Figura 2.10) con el programa Datamine Studio UG.

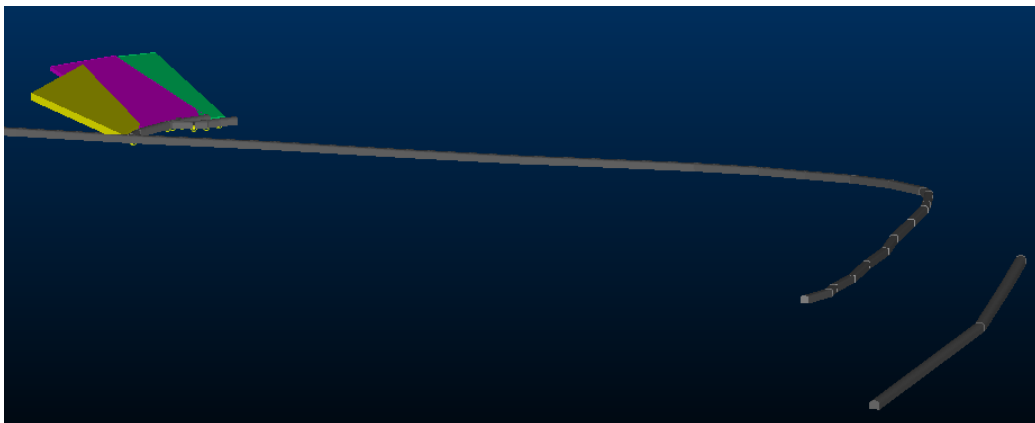


Figura 2.10 Modelamiento 3D de “Mina Vieja”

2.3.3 Diseño del método de explotación

Corte y Relleno es el método de explotación que se propone a utilizar en el proyecto minero Bosque de Oro “Minas Viejas” puesto que el yacimiento presenta las siguientes condiciones geométricas y geomecánicas:

Condiciones geométricas y geomecánicas del yacimiento

A continuación, en la Tabla 2.9 se presentan las características geométricas del yacimiento:

Tabla 2.9 Características geométricas del yacimiento

Yacimiento	Descripción
Forma	Irregular
Potencia	Estrecho (1 metro)
Inclinación	Intermedio (20 – 55)
Mineralización	Errático
Profundidad	195 m

Además, se muestran las características geotécnicas del mineral, pared colgante y pendiente, que permite utilizar el método de Nicholas para seleccionar el sistema de explotación adecuado.

La resistencia a la compresión simple del mineral es de 54 MPa , por lo tanto:

$$\sigma_v = 0.027 \cdot H = (0.027) \cdot 195m \quad (2.11)$$

$$\sigma_v = 5.27 \text{ MPa} \quad (2.12)$$

Y la competencia a la roca intacta sería:

$$\frac{UCS}{\sigma_v} = \frac{54 \text{ MPa}}{5.27 \text{ MPa}} = 10.25 \quad (2.13)$$

Y según la metodología de Nicholas, esto correspondería a una competencia mediana ($8 < UCS/\sigma_v \leq 15$). A continuación, en la Tabla 2.10 se presentan las características geométricas del mineral:

Tabla 2.10 Características geométricas del mineral

Mineral	
Competencia de roca Intacta	10 MPa
Espaciamiento de Fracturas	Pequeño 25% RQD
Resistencia de Estructuras	Medio

La resistencia a la compresión simple de la pared colgante es de 90 MPa, por lo tanto:

$$\sigma_v = 0.027 \cdot H = (0.027) \cdot 195m \quad (2.14)$$

$$\sigma_v = 5.27 MPa \quad (2.15)$$

Y la competencia a la roca intacta sería:

$$\frac{UCS}{\sigma_v} = \frac{90 MPa}{5.27 MPa} = 17.08 \quad (2.16)$$

Y según la metodología de Nicholas, esto correspondería a una competencia mediana ($UCS/\sigma_v > 15$). A continuación, en la Tabla 2.11 se presentan las características geotécnicas de la pared colgante:

Tabla 2.11 Condiciones Geotécnicas de la pared colgante

Pared Colgante	
Competencia de roca Intacta	17 MPa
Espaciamiento de Fracturas	Pequeño 25% RQD
Resistencia de Estructuras	Medio

La resistencia a la compresión simple del mineral es de 97 MPa, por lo tanto:

$$\sigma_v = 0.027 \cdot H = (0.027) \cdot 195m \quad (2.17)$$

$$\sigma_v = 5.27 MPa \quad (2.18)$$

Y la competencia a la roca intacta sería:

$$\frac{UCS}{\sigma_v} = \frac{97 MPa}{5.27 MPa} = 18.40 \quad (2.19)$$

Y según la metodología de Nicholas, esto correspondería a una competencia mediana ($UCS/\sigma_v > 15$). A continuación, en la Tabla 2.12 se presentan las características geotécnicas de la pared pendiente:

Tabla 2.12 Condiciones Geotécnicas de la pared pendiente

Pared Pendiente	
Competencia de roca Intacta	18 MPa
Espaciamiento de Fracturas	Pequeño 22% RQD
Resistencia de Estructuras	Media

2.4 Fase 4. Ejecución del proyecto

2.4.1 Periodo 1: Frente de avance

Se comenzó con el diseño de una malla de perforación que permita aprovechar al máximo la energía que expulsa la voladura, debido a que la geología fracturada del macizo rocoso presente en el tope del frente de avance dificulta la manipulación de la máquina de barrenación y la carga de los explosivos.

En la Figura 2.11 se realiza un bosquejo de la malla de perforación a realizarse en el frente de avance:

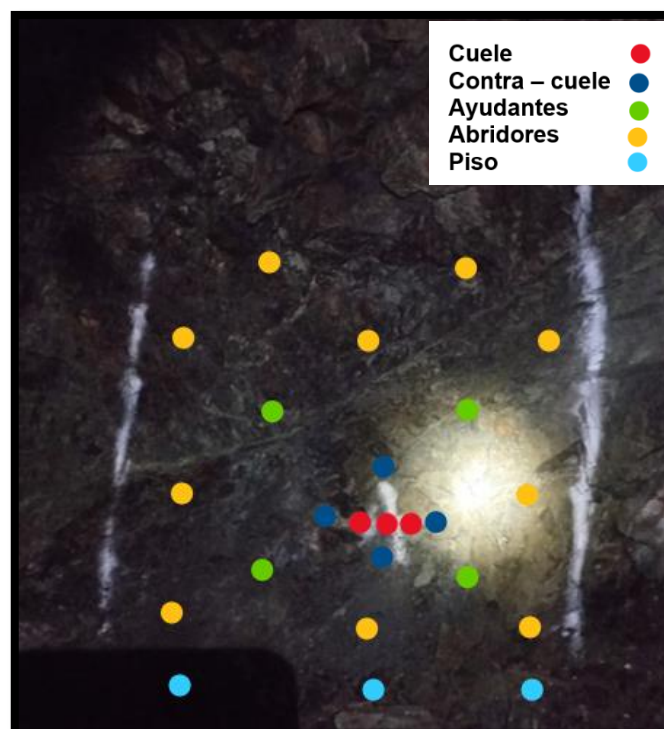


Figura 2.11 Malla de perforación en el frente de avance.

La malla de perforación busca aprovechar cada orificio y que la energía se disipe hacia el interior del macizo rocoso, perpendicular a la malla, y no hacia la corona y/o zapatera, puesto que se crean condiciones inseguras con una corona muy alta o una zapatera con desniveles, dificultando la extracción de la caja.

Las consideraciones respecto a la malla de perforación son las siguientes:

- Reducción en la carga de explosivos.
- Reducción de avance con barrenos de 1.20m.
- Centro de malla ubicado cercano al piso para no desviar la energía a la corona.
- Conservar las dimensiones promedio que son de 2.20 m de ancho y 2.40 m de alto.

Por cuestiones de seguridad y evitar accidentes por caída de material de la parte superior del túnel, se entibó el frente de avance luego de retirar la caja de cada cuña (Figura 2.12).



Figura 2.12 Sostenimiento del frente de avance.

En el inicio de las actividades se trató de conservar la cota de los trabajos y que la malla de perforación se ubique a 330° azimut con respecto al norte, gracias a ello no existieron desniveles o inclinaciones en el piso.

En campo se utilizaron “plomadas” y brújulas geológicas para mantener la dirección, inclinación y nivel del túnel. Se midió la distancia existente desde los cueles hasta el piso y se marcaba la altura en las cuerdas de las plomadas, de modo que la primera medida concuerde con la siguiente y el equipo de barrenación tenga una guía.

De acuerdo con el plano topográfico y los puntos de ubicación, se avanzó en el frente avance de la empresa hasta un punto que sea paralelo al punto 17 en MV1 ubicado a una distancia de 47.92 m de la entrada para la construcción de una chimenea.

Los trabajos en el frente se ejecutaron hasta alcanzar los 110 m de distancia aproximadamente, donde se realizó el mismo proceso de ubicación de sitios paralelos en los puntos 15 y 13, teniendo una distancia de 79.21 m y 103.37 m respectivamente, medida desde el inicio del frente de avance.

A continuación, se presenta el proceso realizado en los trabajos mencionados previamente:

1. Perforación y voladura del frente de avance.
2. Retiro del material con palas manuales y motovolquetes de 1.08 m³
3. Fortificación con estructura metálica

Este proceso se lo llevó a cabo durante todo el recorrido en el frente de avance.

2.4.2 Periodo 2: Construcción de las primeras chimeneas

Los puntos 17, 15 y 13 se escogieron para la construcción de las chimeneas trasiegos ya que el 17 servirá como ingreso y salida del personal y las chimeneas en 15 y 13 servirían para la adaptación de buzones de almacenamiento de material de caja y aurífero respectivamente.

Una vez que el frente de avance se encontró a unos 10 m aproximadamente paralelo al punto 15, se procedió con la construcción de las chimeneas A y B, separadas 31.33 m de distancia.

Factores que influyen en la intersección de labores mineras:

2.4.2.1 Dirección del centro de la malla de perforación a emplear.

Las chimeneas son labores verticales que se realizan de abajo hacia arriba, partiendo con el cálculo de la dirección que tomarían estas chimeneas. Se sabe que la línea principal de zona mina vieja tiene 330° respecto al norte en sentido horario, de modo que estas chimeneas al ser perpendiculares tomaron la dirección de 240° azimut, que se obtiene de restar 90° a los 330° iniciales. Luego con la ayuda de la brújula geológica se ubicaron los 240° y se marcó una línea de tendencia de arriba-abajo con pintura en aerosol.

2.4.2.2 Inclinación de la línea central de tendencia de la chimenea.

Con la información que se levantó en campo, se conoció la diferencia de cotas entre MV1 y el frente de avance, de modo que fue necesaria una triangulación que permita calcular el ángulo de inclinación y la distancia que ocuparían las chimeneas desde el frente de avance hasta interceptar la línea de la zona mina vieja MV1. Tomando como ejemplo el punto 17 que se encuentra en MV1, la triangulación se visualiza en la Figura 2.13:

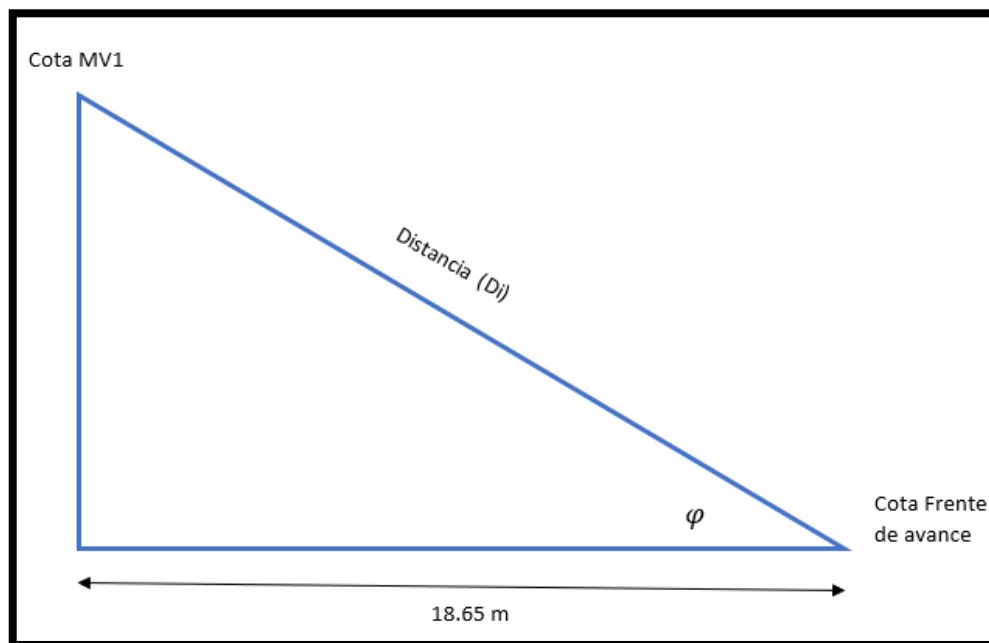


Figura 2.13 Triangulación entre cotas de MV1 y Frente de Avance.

Datos:

Cota P17= 1379.023 msnm

Cota Frente de Avance= 1364.677 msnm

Distancia entre MV1 y Frente de avance= 18.65 m

Diferencia de cotas:

$$\Delta H = (1379.023 - 1364.677)m \quad (2.20)$$

$$\Delta H = 14.346 m \quad (2.21)$$

Distancia inclinada de las chimeneas:

$$Di = \sqrt{((14.346 m)^2 + (18.65 m)^2)} \quad (2.22)$$

$$D = 23.53 m \quad (2.23)$$

Ángulo de inclinación de las chimeneas:

$$\varphi = \arctan \left(\frac{14.346 m}{18.65 m} \right) \quad (2.24)$$

$$\varphi = 37.6^\circ \quad (2.25)$$

El procedimiento se realizó para los puntos 15 y 13, con 1376.766 msnm y 1375.103 msnm respectivamente para obtener los resultados de la Tabla 2.13, además se construyó las chimeneas con una sección transversal circular de 1.50 m de diámetro.

Tabla 2.13 Resultados de la triangulación de cotas entre MV1 y Frente de avance.

Puntos/ Variables	ΔH [m]	Ancho transversal [m]	Di [m]	φ
P 17	14.35	1.50 m	23.53	37.60°
P 15	12.09	1.50 m	22.22	32.95°
P 13	10.43	1.50 m	21.37	29.21°

2.4.3 Periodo 3: Adecuación de MV1

En este periodo se emplearon los denominados desembanques, que consistieron en perforaciones cargadas con material explosivo ubicadas en la parte izquierda de la línea MV1, tomando en cuenta que se avanza desde la intersección con MV2 hacia la Y principal cerca de la boca mina vieja. Esta actividad tuvo como objetivo ampliar la zona tanto de forma horizontal como vertical, lo cual facilitará el trabajo de transporte de material en el carro minero a lo largo de la línea MV1.

Fue necesaria la ubicación de dos desembanques por cada 1.50 m de avance, uno en la pared izquierda y otro en la corona, que luego de cada detonación se debían corregir y emparejar la zona afectada por la voladura con la ayuda de una vibradora de aire, evitando de esta forma que existan rocas sobresalidas en los costados o en la parte superior del túnel, los cuales causarían molestias. Esta logística de trabajo se aplica a lo largo de toda MV1, hasta llegar al punto 1 que es donde se efectuaron los trabajos de explotación mineral.

2.4.4 Periodo 4: Extracción del material

Es importante recalcar que se trabajó simultáneamente el periodo 3 y el frente de avance, y cuando estas labores estuvieron más allá del punto 13, se procedió con la construcción de la chimenea C, que se la usará como buzón de almacenamiento de veta.

La logística de trabajo para este periodo consistió en que los obreros ingresaban por la chimenea A, se dirigían hasta el frente de producción en la zona de “Y” principal, desarrollaban la extracción del material por corte y relleno y luego con la ayuda del carro minero trasladaban el material aurífero hasta la chimenea C, que es la más cercana desde ese punto, para almacenar el material y una vez que estaba lleno el buzón, con la ayuda de las moto volquetas se los iba vaciando y llevando el material hasta la cancha mina de la empresa.

CAPÍTULO 3

3 RESULTADOS

3.1 Diseño del método de explotación

3.1.1 Aspectos Generales

En base los estudios geológicos realizados por la empresa, el yacimiento presenta las siguientes características geométricas (Tabla 3.1).

Tabla 3.1 Características geométricas del yacimiento

Yacimiento	Descripción
Forma	Irregular
Potencia	Estrecho (1 metro)
Inclinación	Intermedio (20 – 55)
Mineralización	Errático
Profundidad	195 m

3.1.2 Selección del método de explotación

En el presente proyecto se va a utilizar la metodología de Nicholas (1981) que consiste en una clasificación numérica considerando la geometría y distribución del mineral, características geomecánicas de las rocas presentes en las pared superior e inferior presentados previamente en el apartado 2.1.3.3. A continuación, la Tablas 3.2, 3.3. 3.4, 3.5, y 3.6 presentan la valoración numérica a cada característica geométrica y geotécnica de la zona.

Tabla 3.2 Valoración de las características geométricas del yacimiento. Fuente: Análisis realizado por Miguel N y Victor F.

Metodo de explotacion	Forma del yacimiento			Potencia del yacimiento				Orientacion			Distribucion de las leyes		
	Masiva	Tabular	Irregular	Baja	Intermedia	Alta	Muy alta	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Erratico
Rajo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
sublevel stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
sublevel caving	3	4	1	-49	0	4	3	1	1	4	4	2	0
longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
room and pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
shrinkage stoping	2	2	1	1	1	2	4	2	1	4	3	2	1
cut and fill stoping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
top slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
square set	0	2	4	4	4	4	1	2	3	3	3	3	3

Tabla 3.3 Valoración de las características geotécnicas del mineral. Fuente: Análisis realizado por Miguel N y Victor F.

Competencia roca intacta			Espaciamiento fracturas				Resistencia de estructuras		
Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espaciados	Espaciados	Muy espaciados	Baja	Mediana	Alta
3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Tabla 3.4 Valoración de las características geotécnicas de la pared colgante.
Fuente: Análisis realizado por Miguel N y Victor F.

Competencia roca intacta			Espaciamiento fracturas				Resistencia de estructuras		
Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espaciados	Espaciados	Muy espaciados	Baja	Mediana	Alta
3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Tabla 3.5 Valoración de las características geotécnicas de la pared yacente.
Fuente: Análisis realizado por Miguel N y Victor F.

Competencia roca intacta			Espaciamiento fracturas				Resistencia de estructuras		
Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espaciados	Espaciados	Muy espaciados	Baja	Mediana	Alta
3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Tabla 3.6 Ponderación y Ranking de los sistemas de explotación

Método de Explotación	A	RANKING B	RANKING C	RANKING D	TOTAL	RANKING
Rajo abierto	10	7.5	6	3.8	27.30	2
Block caving	-43	6	4.2	3.42	-29.38	8
Sublevel stoping	7	3.75	3.6	1.9	16.25	7
Sublevel caving	-42	5.25	4.2	2.66	-29.89	9
Longwall mining	10	6	3.6	3.04	22.64	5
Room and pillar	12	4.5	4.2	3.04	23.74	4
Shrinkage stoping	6	4.5	4.2	3.04	17.74	6
Cut and fill stoping	14	6	4.8	3.8	28.60	1
Top slicing	-43	4.5	3.6	3.04	-31.86	10
Square set	11	6	4.8	3.8	25.60	3

3.2 Corte y Relleno

3.2.1 Dimensiones del tajo

La reserva mineral explotable de “Mina Vieja” posee tres vetas de interés económico para la empresa BOSOROMIN S.A con las siguientes características medidas en campo presentadas en la Tabla 3.7 y pueden ser visualizadas en 3D en la Figura 3.1.

Longitud: 35m

Altura: 30m

Tabla 3.7 Información de las vetas en el campo

Nombre de la veta	Rumbo	Buzamiento	Dirección de buzamiento	Potencia
1. Veta Tita	340°	20°	NE	1.50 m
2. Veta Paquita	22°	14°	SE	0.90 m
3. Veta July	10°	15°	SE	0.80 m

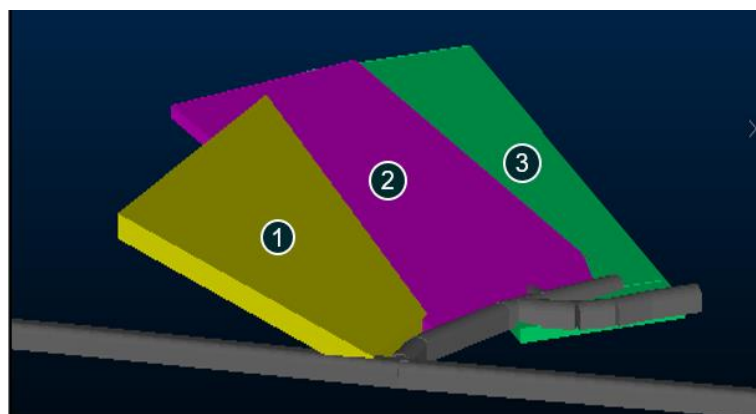


Figura 3.1 Representación en 3D de las Vetos

3.2.2 Preparaciones

Dimensiones de las labores mineras que permiten la preparación y extracción del material en el tajo. A continuación, la Tabla 3.8 detalla las secciones de las estructuras y la Figura 3.2 una vista en 3D de cada trabajo terminado.

Tabla 3.8 Labores mineras para empezar la explotación

Labor Minera	Longitud (m)	Altura (m)	Ancho (m)
1. Subnivel	35	1.86	2.20
2. Tajos	35	1.70	1.60
3. Puente de seguridad	35	2.00	0.00
4. Pilar de seguridad	25	1.50	2.80
Chimeneas	Longitud (m)	Diámetro (m)	
5. Acceso	18.20	1.50	
6. Extracción	22	1.60	
7. Relleno (2)	170	1.80	

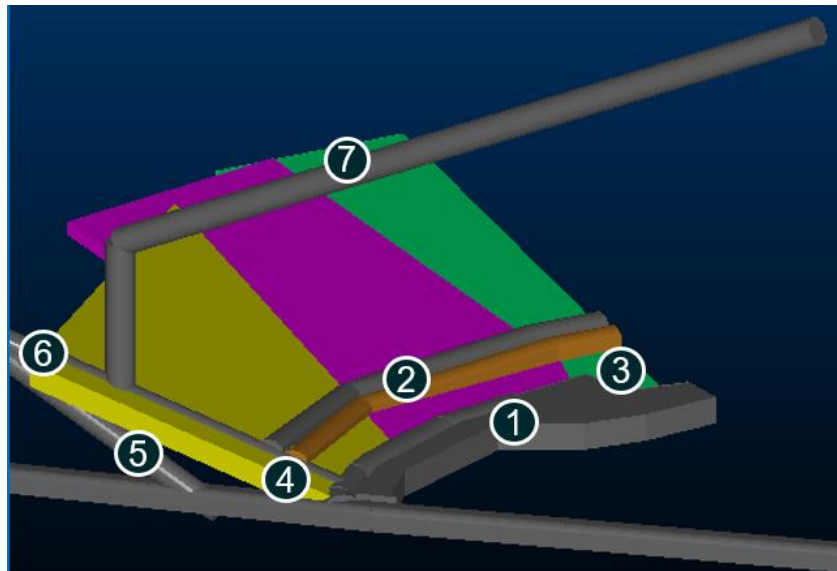


Figura 3.2 Labores mineras para explotación mineral

El puente y pilar de seguridad están delimitados por las vetas a lo largo y ancho de la reserva mineral como primeras labores mineras con el fin de evitar derrumbes durante el proceso de minado en cotas superiores.

3.2.3 Minado de Y principal de “Mina Vieja”

En primer lugar se necesita explotar el material aurífero que se encuentra en las paredes de la labor LMV-A y sus ramales LMV-A1 y LMV-A2 (Figura 3.3), ubicadas en la Y principal de “Mina Vieja”, con el fin de aprovechar la mineralización presente y aumentar la producción diaria de la empresa, sin embargo, la explotación del mineral aumentaría horizontalmente las secciones y las paredes de los túneles perderían estabilidad, dificultando las condiciones de seguridad requeridas para el trabajo de los obreros, por lo tanto se realiza el siguiente procedimiento para el minado de las reservas:

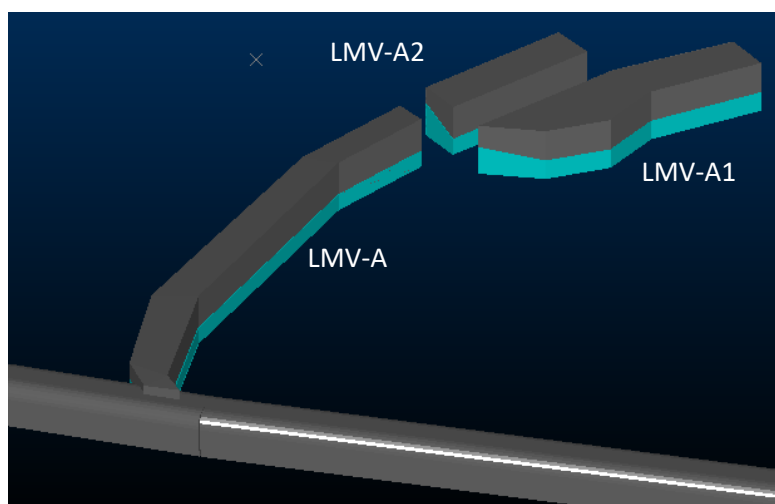


Figura 3.3 Material aurífero en “Y” principal en 3D

Tabla 3.9 Leyenda de la figura 3.3

Color	Significado
Gris	Roca Caja
Verde Azulado	Veta

Se comienza con LMV-A1 (Figura 3.4), teniendo como vista frontal el tope de la línea, utilizando un taladro eléctrico en percusión, se efectúa el retiro de forma selectiva de la veta July ubicada en la parte media de la pared izquierda. Conforme se avanza de forma perpendicular a la pared en la veta se va construye un muro de caja en la parte posterior. El trabajo se desarrolla recorriendo desde la Y de los ramales de LMV-A hasta el tope de LMV-1, así sucesivamente hasta que el material retirado haya dejado como resultado una nueva línea de 1.55 m de ancho y 1.70 m de alto.

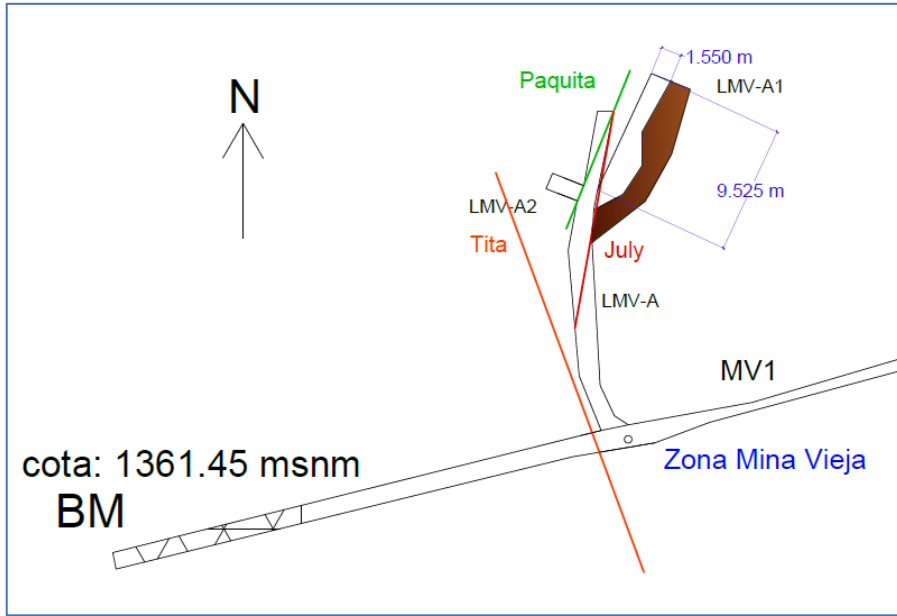


Figura 3.4 Explotación y relleno de LMV-A1. Escala 1/1

Como se observa en la Figura 3.5 y 3.6, LMV-A1 queda relleno con material estéril, pero se tiene una nueva línea paralela a la anterior para continuar con el trabajo antes detallado, de modo que el corte y relleno se lleva a cabo en un barrido de derecha a izquierda.

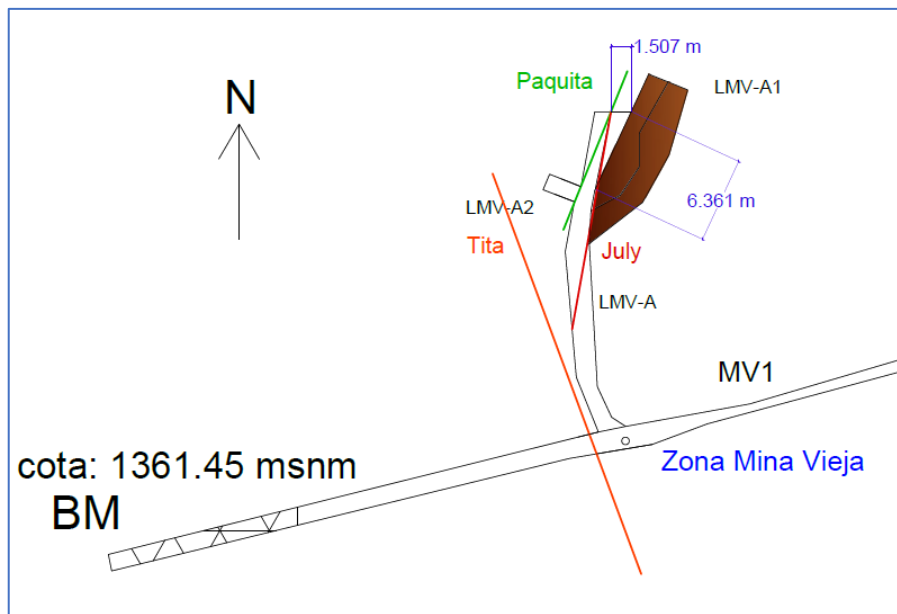


Figura 3.5 Explotación y relleno final de LMV-A1. Escala 1/1

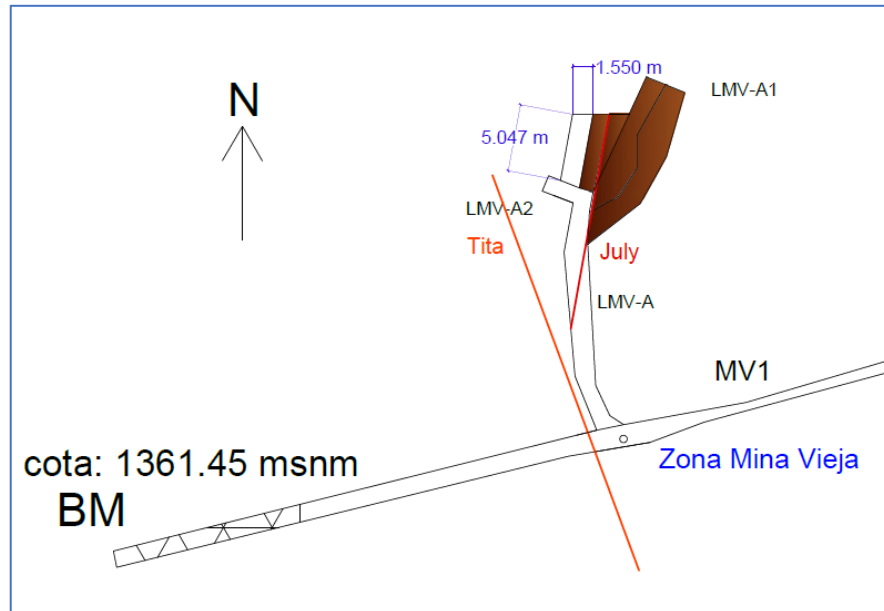


Figura 3.6 Explotación y relleno final de la zona LMV-A2. Escala 1/1

La Figura 3.7 muestra que la resultante del corte y relleno es únicamente una línea perpendicular en parte a MV1, cuyas dimensiones son 1.86 m de alto y 2.20 m de ancho. En la cota actual solo se puede apreciar la veta Tita, mientras que las otras quedaron cubiertas por el relleno, pero conociendo el rumbo y buzamiento de las vetas anteriores se sabe que para las siguientes cotas existirá la presencia de vetas con el comportamiento geológico y geométrico ya estudiado.

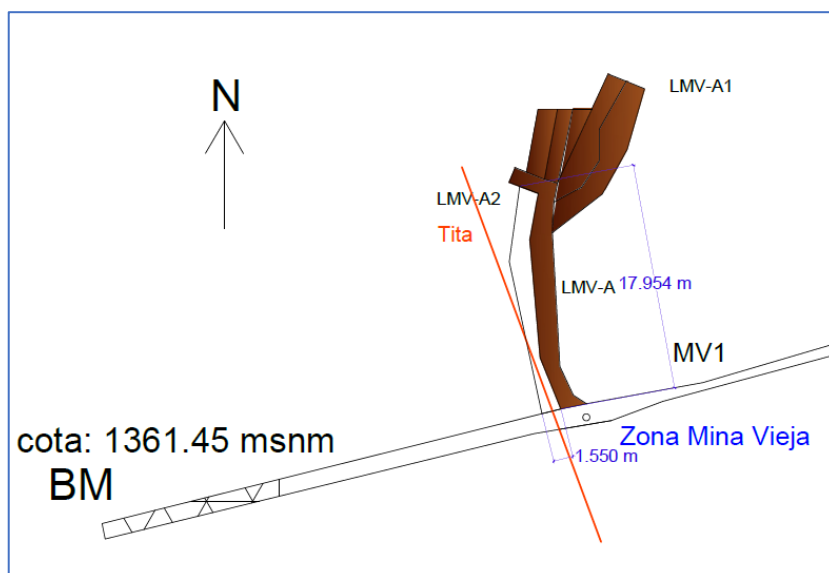


Figura 3.7 Explotación y relleno de LMV-A. Escala 1/1

La Figura 3.8 y Figura 3.9 resulta del minado y relleno de “Y” principal modelo en 3D para obtener una mejor percepción del trabajo realizado en la zona.

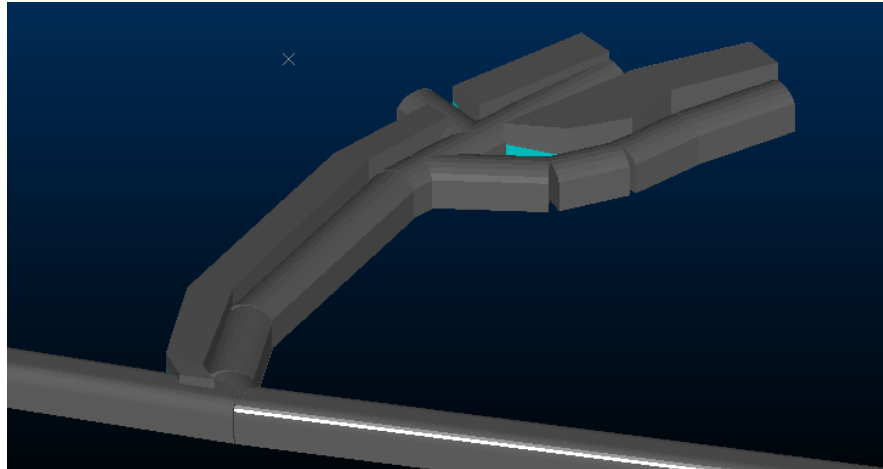


Figura 3.8 Modelamiento 3D de “Y” principal de Mina Vieja

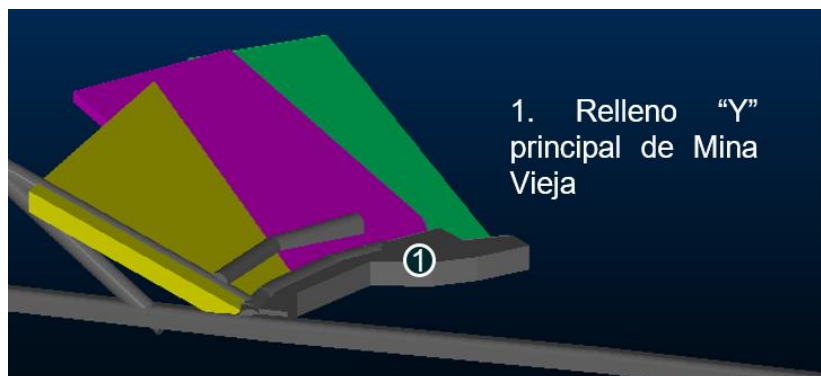


Figura 3.9 “Y” de Mina Vieja: Primer minado y relleno

3.2.4 Estructuras del método de explotación mineral propuesto

3.2.4.1 Subnivel principal (lateral)

Con la finalidad de tener un campo de visión y aprovechamiento más amplio respecto al comportamiento y distribución de las vetas se adecúa la labor resultante del minado de Y principal (Figura 3.5) con una longitud de 35m y dimensiones de 1.86 m x 2.20 m de alto y ancho respectivamente.

3.2.4.2 Chimenea Principal (CP)

Para el desarrollo del método de explotación será necesario construir una chimenea principal trasiego (CP), con sección transversal circular con diámetro de 1.60 m y longitud de 35 m, en dirección del buzamiento de las vetas, de modo que sirva de extracción del material hacia las vías principal de transporte. Además, existen otras tres chimeneas D1, D2 y D3 que son secundarias y guardan relación con CP, ya sea interceptando la labor o como punto de partida, considerando que en la cota más baja de las chimeneas se construirán buzones para el almacenamiento del material aurífero.

3.2.4.3 Chimenea de Acceso (D1)

La chimenea D1 servirá para el ingreso de los obreros, construida con por debajo de la reserva mineral interceptando la chimenea principal (CP), con 1.50 m de diámetro, una longitud de 18.20 m, inclinación de 30.61° y un azimut de 256.67° . La ubicación y geometría de esta labor permite que el personal ingrese desde MV1 hasta la cota más alta de la mineralización en la línea CP y realizar los cortes y rellenos de los tajos que se desarrollan de abajo hasta arriba, partiendo desde CP en dirección del rumbo de las vetas.

3.2.4.4 Chimeneas de Relleno (D2 y D3)

Para el caso de D2 y D3, se construirán para obtener el relleno adecuado de los 13 tajos a explotarse y para exploración de nuevos recursos minerales, separados aproximadamente 5 m entre sí con una longitud de 170 m cada una y un diámetro de 1.80 respectivamente. Para la remoción del material rocoso se empleará una malla de perforación detallada en el capítulo 2 sección del frente de avance, pero con sección transversal y circular reducida, empleando el barrenado de 1.20 m para cada cuña que sea necesaria.

Si se encuentran cuerpos geológicos de interés durante la exploración, las chimeneas D2 y D3 deben estar orientadas de tal manera que intercepten MV1 con la construcción de otras chimeneas, según sea conveniente, pero primero se debe dar por terminados los trabajos de explotación mineral en la zona de interés en mina vieja. En la Tabla 3.10 se detallan las características técnicas:

Tabla 3.10 Características técnicas de chimeneas de extracción

Chimenea	Segmento	Longitud (m)	Inclinación (°)	Azimut (°)
D2	1	50	30	160
	2	120	30	90
D3	1	12	90	0.0
	2	158	30	60

Las chimeneas carecen de desfogue, por ello es necesario ubicar puntos de ventilación aspirante e impelente, los cuales estarán activados por extractores y la inyección de aire desde el compresor.

3.2.4.5 Buzón o Tolva de almacenamiento

Se construirán de madera reforzada ubicadas en la parte inferior de la chimenea trasiego CP con el fin de almacenar y direccionar el material extraído de la explotación. Cabe recalcar que la chimenea trasiego debe tener conexión con la chimenea principal y debe tener las medidas que se muestran en la Figura 3.10 y 3.11.

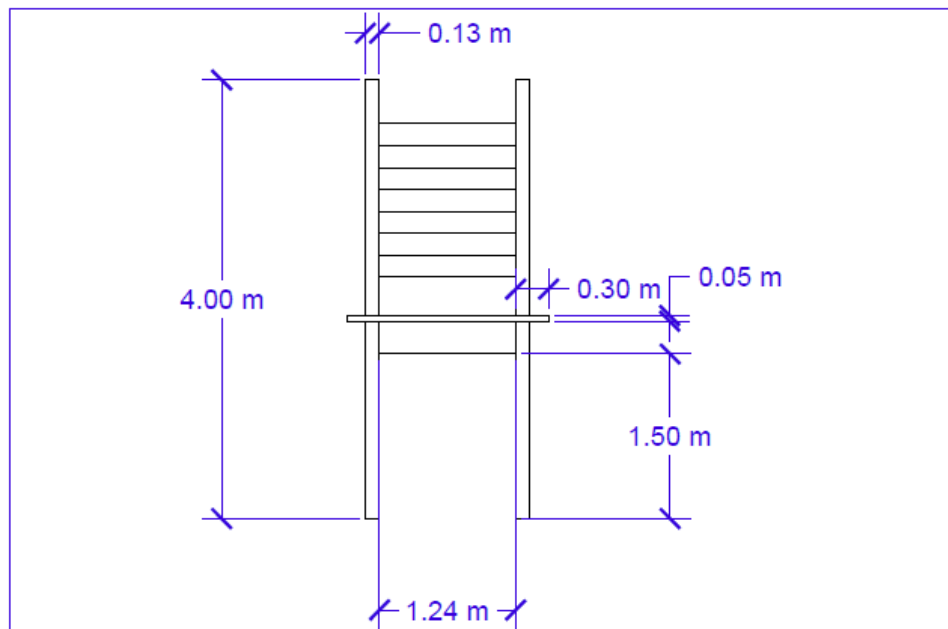


Figura 3.10 Dimensiones frontales del buzón

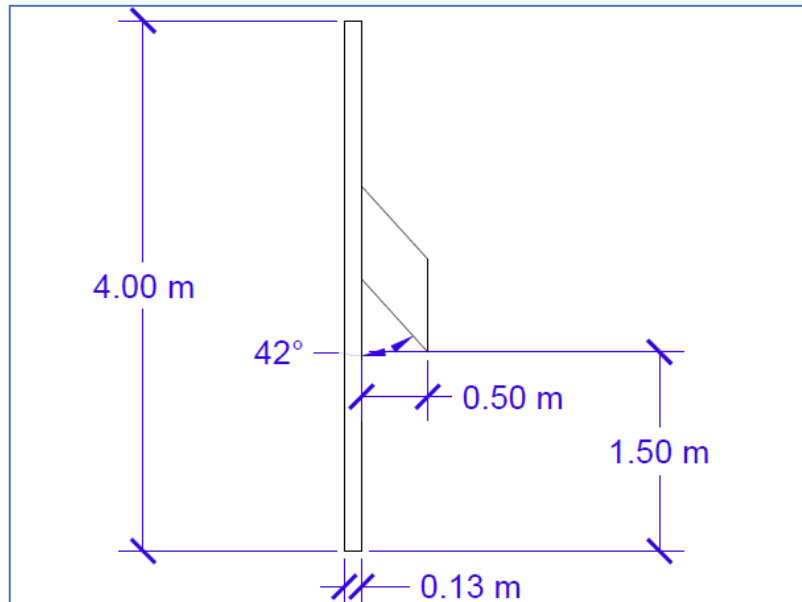


Figura 3.11 Dimensiones laterales del buzón

3.2.5 Explotación

Principalmente se utiliza un taladro BOSCH SDS MAX GBH12-52D para ocasionar el desprendimiento de la roca puesto que la geología de la zona lo permite, sin embargo, existirá ocasiones donde se utilice la voladura y se realizará la respectiva malla de perforación con máquinas perforadoras capaces de realizar trabajos en vetas angostas con discontinuidad en la potencia y buzamiento con el fin de obtener una óptima expulsión de energía que permita desplazar el material requerido utilizando explosivos de alta intensidad (dinamita).

El acarreo del material se realiza manualmente con el uso de palas para el carguío y carretillas para el desplazamiento. El material de relleno es proveniente del material estéril obtenido de la voladura.

Una vez el material estéril y mineral se encuentren en la chimenea principal (CP), el transporte a la superficie se realiza con carros mineros U35 empujados por trabajadores hacia la canchamina de la empresa.

3.2.6 Realce del primer corte en mineral

Una vez culminado la chimenea principal (CP) de 20 m de longitud en dirección del buzamiento de las vetas, se realizará un minado de sur-norte avanzando horizontalmente cortando las 3 vetas. Con el uso del taladro BOSCH SDS MAX GBH12-52D o voladura (según lo requiera la zona) se inicia desde CP abriendo un tajo de sección

1,70 m x 1,60 m con el fin de obtener un espacio adecuado para retirar el material y permitir el avance del minado como se observa en la Figura 3.12.

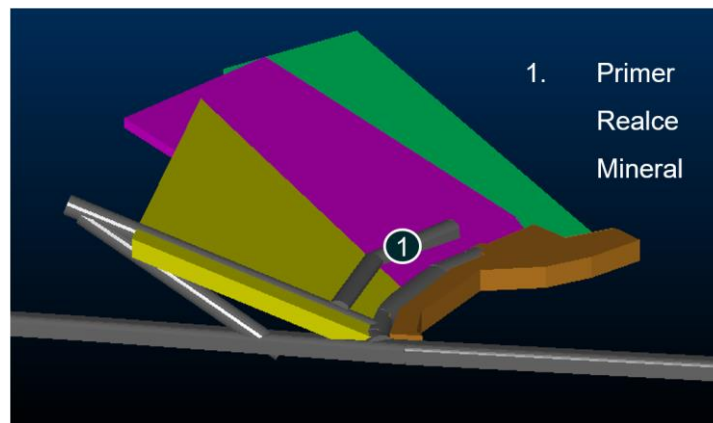


Figura 3.12 Realce del primer corte en mineral

3.2.7 Voladura

En caso de que la geología de la zona complique el uso del taladro, se procede a barrenar dejando limpio los barrenos de algún fragmento que haya quedado durante el proceso de barrenación. El perforista debe preparar la carga explosiva a utilizar en el carguío, siendo la carga de fondo empleada conocida como dinamita (1/8 x 7") con un cebo iniciador como fulminante y mecha lenta.

El encendido se realiza utilizando la mecha lenta, considerando que la velocidad de encendido va entre (55-60 seg) por pie de línea.

3.2.8 Ventilación

La correcta ventilación en interior mina es fundamental durante el proceso de minado puesto que ayuda a diluir y remover polvos y gases provenientes de la voladura. Si no se cumpliera con esta etapa, la falta de aire fresco dentro de las labores mineras provocaría fatiga en los trabajadores, por lo tanto, posibles accidentes.

Actualmente en interior mina de la empresa no se han reportado accidentes por intoxicación de gases ya que la corriente de aire natural es suficiente para realizar las actividades dentro sin problemas, pero se propone usar ventilación artificial con mangueras de aire comprimido y no exista inconvenientes en interior mina cuando se avance en el proyecto.

Una vez realizada la voladura, se procede a ventilar la zona el tiempo necesario para que el polvo asiente, los gases se dispersen y que los residuos finos del mineral no se diluyan. Posteriormente se desquinkan las rocas que puedan desprenderse y ocasionar daños posteriores.

3.2.9 Desquinche de rocas

Es importante realizar el desatado de las rocas ya que garantiza la seguridad física de los trabajadores, equipos y herramientas de trabajo. Para este proceso se utiliza barretillas de hierro livianas con una longitud que va de 1,2 m a 2 m donde uno de los extremos termina en punta y el otro en forma de uña, para golpear y hacer palanca a la roca hasta que caiga.

3.2.10 Limpieza del material y relleno

Luego de realizar el desquinche de rocas, parte del material roto queda como relleno detrítico al igual que el material en caja extraído, que resulta de la realización de las chimeneas, explicado en el apartado 3.1.2.4, y completar la sección del tajo 1,70 x 1,60 con una longitud promedio de 35 m cada uno. En el caso de "Y" principal se procede a minar y rellenar como se observa en la figura 3.8 y para los 13 tajos se tiene como resultado del relleno la figura 3.15.

3.2.10.1 Para el relleno de los tajos:

Las dimensiones del tajo que se presentan en la Figura 3.13 permitirán calcular el volumen que se necesita de relleno en los 13 tajos.

Ancho: 1.60

Altura: 1.70

Donde:

A = *área*

V = *volumen*

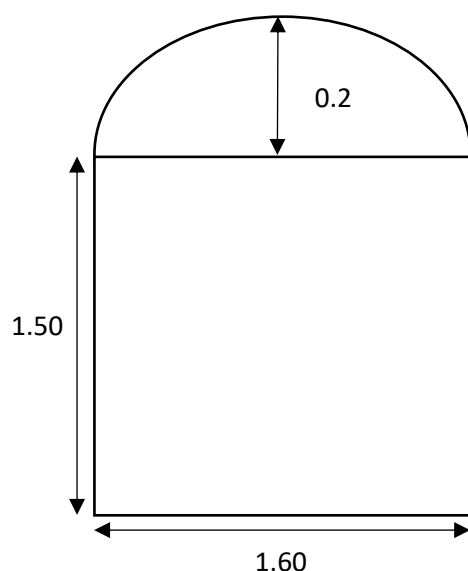


Figura 3.13 Dimensiones del tajo

$$A_{TOTAL} = A_{cuadrado} + A_{segmento\ circular} \quad (3.1)$$

$$A_{TOTAL} = (1,5 \times 1,6) + A_{segmento\ circular} \quad (3.2)$$

$$A_{TOTAL} = 2.4 + 0.078 \quad (3.3)$$

$$A_{TOTAL} = 2.4 + 0.078 = 2.478 \quad (3.4)$$

$$A_{TOTAL} = 2.478 \text{ m}^2 \quad (3.5)$$

En base al área total (A_{TOTAL}) se realiza el cálculo de cada tajo con su respectiva longitud como se presenta en la Tabla 3.11:

Tabla 3.11 Volumen de cada tajo

# de Tajo	Longitud (m)	Volumen (m^3)
1	29.67	73.52
2	30.72	76.12
3	31.79	78.78
4	32.86	81.43
5	33.93	84.08
6	35.00	86.73
7	36.08	89.41
8	37.17	92.11
9	38.25	94.78
10	39.24	97.24
11	40.43	100.19
12	35.52	88.02
13	30.16	74.74
TOTAL:		1,117.13

Además, se necesita rellenar la explotación que se realizó en mina vieja, un volumen de 44.72 m^3 . Siendo un total de $1,161.85 \text{ m}^3$ por rellenar.

3.2.10.2 Volumen de caja que servirá como relleno

En la Figura 3.14 se muestra la caja saldrá en cada tajo realizado. De igual forma con las dimensiones de la sección se podrá calcular el volumen de caja sobrante:

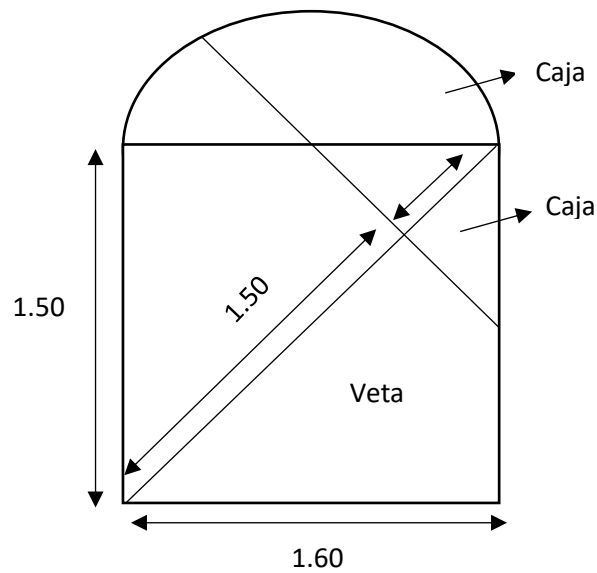


Figura 3.14 Material en caja del tajo

$$\text{Área}_{\text{caja}} = \frac{\text{Base} \times \text{Altura}}{2} \quad (3.6)$$

$$\text{Área}_{\text{caja}} = \frac{0.73 \times 0.69}{2} \quad (3.7)$$

$$\text{Área}_{\text{caja}} = 0.25 \text{ m}^2 \times 2 = 0.5 \text{ m}^2 \quad (3.8)$$

$$\text{Área}_{\text{segmento circular}} = 0.059 \text{ m}^2 \quad (3.9)$$

$$\text{Área}_{\text{TOTAL}} = 0.5 + 0.059 = 0.559 \text{ m}^2 \quad (3.10)$$

$$\text{Área}_{\text{TOTAL}} = 0.559 \text{ m}^2 \quad (3.11)$$

Considerando el área total ($\text{Área}_{\text{TOTAL}}$) de caja, en la Tabla 3.12 se presenta el volumen total en caja, que se obtiene de cada tajo.

Tabla 3.12 Volumen total de caja en los tajos

# de Tajo	Longitud (m)	Volumen de caja (m^3)
1	29.67	16.59
2	30.72	17.17
3	31.79	17.77
4	32.86	18.37
5	33.93	18.97
6	35.00	19.57
7	36.08	20.17

8	37.17	20.78
9	38.25	21.38
10	39.24	21.94
11	40.43	22.60
12	35.52	19.86
13	30.16	16.86
TOTAL:		252.01

El volumen total de caja obtenido de los 13 tajos es de 252.01 m^3 .

Se realizarán 4 chimeneas que sirvan para extraer material de relleno y exploración para futuros trabajos, en base a sus dimensiones de la Tabla 3.13, se calculará el volumen a extraer.

Tabla 3.13 dimensiones de chimeneas

Chimeneas	Diámetro (m)	Longitud (m)
CP	1.60	22.00
D1	1.50	18.20
D2	1.80	170.00
D3	1.80	170.00

$$Volumen_{D2,D3} = A \times Longitud \quad (3.12)$$

$$Volumen_{D2,D3} = \pi(0.90 \text{ m})^2 \times 170 \text{ m} \quad (3.13)$$

$$Volumen_{D2,D3} = 432.60 \text{ m}^3 \quad (3.14)$$

$$Volumen_{D2,D3} = A \times Longitud \quad (3.15)$$

$$Volumen_{CP} = \pi(0.80 \text{ m})^2 \times 22 \text{ m} \quad (3.16)$$

$$Volumen_{CP} = 44.23 \text{ m}^3 \quad (3.17)$$

$$Volumen_{D1} = \pi(0.75 \text{ m})^2 \times 18.2 \text{ m} \quad (3.18)$$

$$Volumen_{D1} = 32.16 \text{ m}^3 \quad (3.19)$$

El volumen total extraído de las chimeneas CP, D1, D2 y D3 es 941.59 m^3 .

Luego se suma el resultante de caja extraído del tajo y chimeneas:

$$V = V_{Total\ tajos} + V_{Chimeneas} \quad (3.15)$$

$$V = 252.01\ m^3 + 941.59\ m^3 \quad (3.16)$$

$$V = 1193.6\ m^3 \quad (3.17)$$

Comparando los resultados del volumen que se necesita de relleno $1,117,13\ m^3$ y el volumen que se puede extraer para rellenar $1,193.6\ m^3$, se obtiene el volumen necesario para cumplir con el método de explotación. A continuación, se presenta la Figura 3.15 y 3.16 como resultado del relleno empleado en el proyecto.

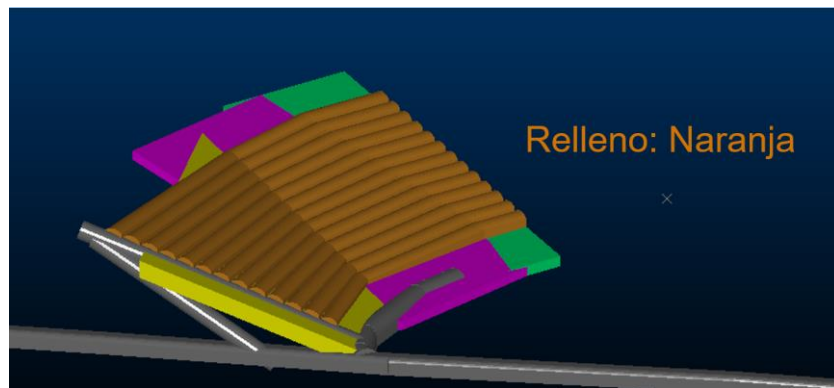


Figura 3.15 Resultado del relleno en los tajos

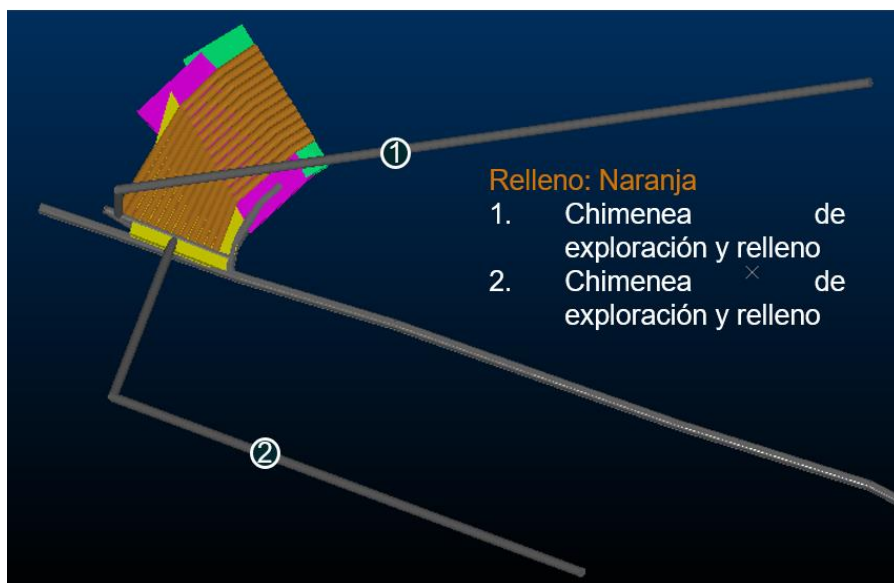


Figura 3.16 Chimeneas de relleno

3.2.11 Transporte

Una vez asegurada la zona con el desquinche de rocas, usando carretillas, se procede a transportar el mineral hacia la chimenea trasiego donde será almacenado hasta completar cierta cantidad y caerá sobre vagones (U35, 1.60 TON) que se encuentran en el subnivel principal inferior para ser desplazados hacia la superficie por la línea MV-1 hasta el buzón de descarga ubicado en la parte inferior de la chimenea de extracción realizada en el punto 3 (Figura 3.17), que permitirá desplazar el material a la cancha mina.



Figura 3.17 Transporte material hacia superficie

3.2.12 Realce del segundo corte en mineral

Al culminar el relleno del primer realce mineral, se avanza a una cota superior utilizando la chimenea principal (CP) y con un taladro se realiza el segundo tajo (Figura 3.18) avanzando horizontalmente de sur-norte hasta alcanzar una longitud de 35 m, sin embargo, si se necesita se puede utilizar la malla de perforación y voladura.

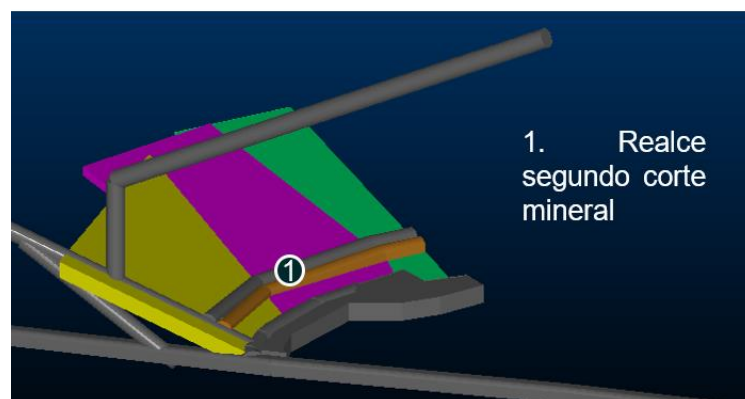


Figura 3.18 Segundo corte en mineral

Culminando el corte de la sección del tajo se debe realizar los siguientes procesos dentro de mina:

- Ventilación
- Desquinche de rocas
- Limpieza de material y relleno
- Transporte

3.2.13 Ciclos de minado

La explotación del tajo es ascendente, por ende, debe cumplir un ciclo de minado cada vez que se avance una cota, hasta llegar a una altura de 30 m desde el subnivel principal que es lo comprende la altura máxima estimada sin llegar a topar la superficie.

La disposición de la reserva mineral nos obliga a realizar una explotación ascendente hasta una altura de 30m medido desde el subnivel principal ubicado en la cota 1361,45 msnm, por ello, el proceso del primer y segundo corte en veta se van a repetir en el tercero y cuarto, quinto y sexto, séptimo y octavo hasta llegar a la altura establecida.

En cada minado se debe cumplir el siguiente ciclo de la Figura 3.19.

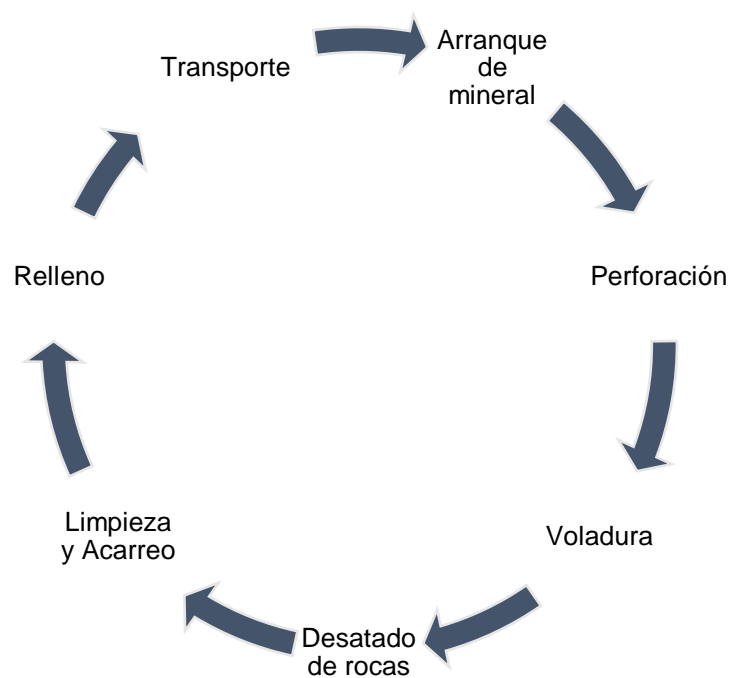


Figura 3.19 Ciclo de minado

3.2.14 Seguridad minera

Pilar fundamental en la ejecución del método de explotación corte y relleno, puesto que, controlando la seguridad en todas las actividades mineras, no existirán retrasos en el proceso de extracción. Los factores vinculados con la seguridad en interior mina, que resultan del corte y relleno ascendente son los siguientes:

3.2.14.1 Estructuras de fortificación

Las estructuras de fortificación en el subnivel principal SB1 (Figura 3.20) serán de madera y consisten en dos troncos redondos verticales que funcionarán como pilares, un corte de madera de sección cuadrada ubicado sobre los pilares de forma horizontal, realizado a lo largo de la línea de trabajo hasta el tope en secciones de 1.50 m de modo que sobre las estructuras primarias se ubiquen tabloncillos de sección rectangular que funcionarán como techo, evitando la caída de material desde el nivel de la corona. Es importante mencionar que los pilares deben estar empotrados al piso unos 10 cm para mayor sostenimiento y para refuerzo lateral se ubicarán sacos llenos con material estéril apilados en forma de muro entre cada sección de las estructuras de madera, lo que ayudará a que las paredes de SB1 se mantengan firmes.

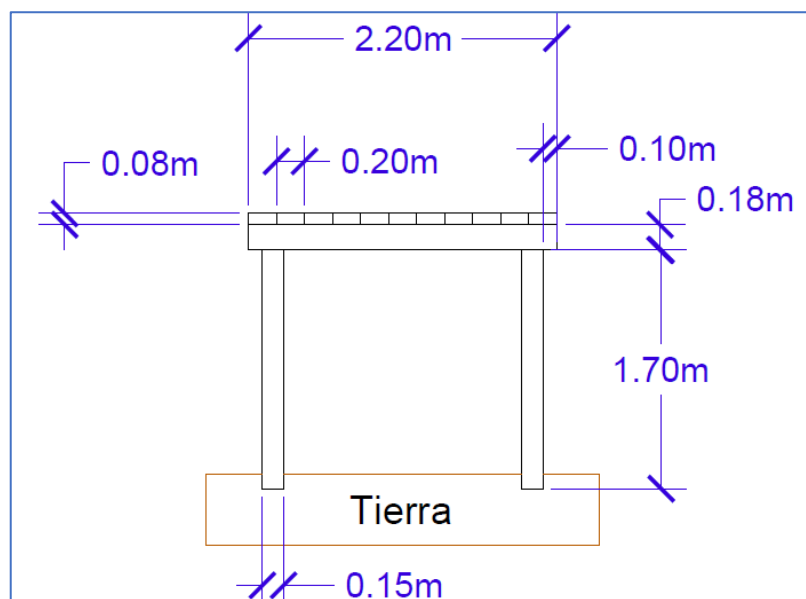


Figura 3.20 Fortificación del subnivel principal

3.2.14.2 Estructuras del macizo rocoso

Se debe aprovechar la seguridad y sostenibilidad que aporta el macizo rocoso a las labores mineras, tomando en cuenta que cada labor y estructura dentro de mina debilita el macizo rocoso de la zona de trabajo. La chimenea principal CP tendrá estabilidad y firmeza debido a las paredes en material encajante por la que estará delimitada. Por otro lado, las chimeneas D1, D2 y D3, tendrán una separación y direccionamiento apropiado para que la distancia más cercana entre ellas tenga como mínimo 3 m, evitando dobles intercepciones, es decir que se encuentren con las chimeneas secundarias, tomando en cuenta que todas tienen como punto de llegada o partida a CP. Estas dobles intercepciones crearían bloques encerrados entre labores que tendrían poco o nada de estabilidad, ya que están delimitadas en todo su contorno por túneles, siendo esto una fuente de peligro.

3.2.14.3 Pilar y puente de seguridad

Una vez que se tiene preparada la zona de trabajo en veta, con la construcción de la chimenea principal, la entrada y adecuación de la tolva de almacenamiento, es importante dejar un puente de seguridad necesario por cuestiones de riesgos laborales o retrasos en la producción, por ello en el primer realce mineral, en los primeros metros de corte de veta, se desfondaría con la corona del subnivel SB1 si no se deja relleno de macizo rocoso. La inestabilidad repercutiría a la estructura del buzón, lo cual afectaría el vaciado y el corte de los próximos tajos puesto que, en el piso de la labor de corte, el material no estaría firme.

Para evitar todas las situaciones detalladas anteriormente se procede a dejar el puente de seguridad que tendrá una longitud igual a la del primer tajo y una sección transversal aproximada de 2 m, de modo que existirá firmeza en el corte del primer tajo, ya que el puente se afirmaría con la estructura de SB1 y el material encajante de la zona sin desfondarse la corona.

Respecto al pilar de seguridad, se ubicará junto a la chimenea principal con una sección longitudinal aproximada de 25 m y una sección transversal de hasta 1.50 m de alto y 2.80 m de ancho, este pilar está afirmado en material de caja entre el techo de la línea MV1, la chimenea de entrada y la chimenea principal. Si no se considera la construcción de este pilar, se corre el riesgo de desfonde en la línea de entrada, creando inestabilidad en CP que requerirá de sostenimiento, lo que ocasionaría parar la producción por no poder

acceder a la zona de explotación preparada hasta que se adecue otra entrada. En la Figura 3.21 se detalla la distribución espacial de estas estructuras de seguridad proporcionadas por el macizo rocoso.

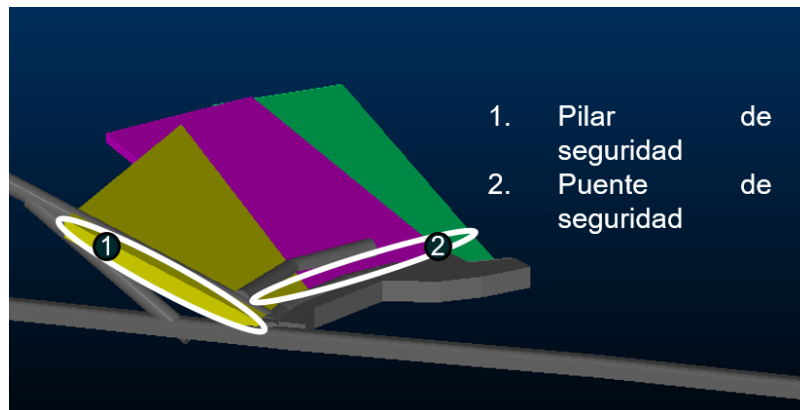


Figura 3.21 Pilar y Puente de seguridad

3.2.14.4 Logística de extracción mineral

Luego de tener un control en la sostenibilidad de las zonas de trabajos, ventilación, monitoreo de aire en interior mina y regular el esfuerzo físico que realizan los obreros, también es esencial mitigar los riesgos que pueden existir por el sobre esfuerzo físico y la fatiga, por lo que se maneja la siguiente logística:

En la zona de extracción se manejará un frente de producción con dos obreros, de modo que mientras el uno extrae el material con el taladro eléctrico y llena la carretilla con la pala manual, el otro acarrea el material con la carretilla hasta la chimenea principal CP. Al estar lleno dicho buzón, se procede a vaciar manualmente sobre el carro minero con la ayuda de dos obreros, que también se encargarán de trasladar el material hasta una distancia de 150 m donde esperará otra pareja de obreros que finalizarán el traslado hasta el buzón C que conecta en el frente de avance donde el operador de la moto volqueta vaciará ese buzón y llevará el material hasta el área de acopio. La distribución del personal en puntos estratégicos no solo evita que el personal baje su rendimiento físico y mental, si no que mejora los tiempos de producción.

3.3 Presupuesto

La empresa BOSOROMIN S.A. tiene cubierto económicamente los estudios geológicos y de exploración de la zona “Mina Vieja” donde se aplicará el método de explotación Corte y Relleno, por ello solamente se consideran costos operativos en mina (Tabla 3.14).

Tabla 3.14 Costos de mina

Descripción	Unidad	Cantidad
Perforación	\$/t	7.50
Voladura	\$/t	6.25
Carga	\$/t	3.20
Transporte	\$/t	4.30
Sostenimiento	\$/t	6.35
Mano de obra	\$/t	5.50
Administración	\$/t	0.25
Depreciación y Amortización	\$/t	2.10
Planta de Beneficio	\$/t	48.00
TOTAL	\$/t	83.45

La planta de beneficio es alquilada, cobrando un aproximado de \$48/t con una recuperación metalúrgica del 95%, entonces la ley de corte es de 1.68 g/t Au.

3.4 Recursos humanos

En la mina opera un turno de ocho horas diarias (aproximadamente 360 días laborales al año). La mano de obra es realizada por trabajadores que cumplen funciones de ingeniería, supervisión, control de calidad, seguridad, salud y administración.

En la Tabla 3.15 se muestra el personal requerido dentro de mina para llevar a cabo la explotación de la reserva mineral.

Tabla 3.15 Personal requerido en el proyecto

Departamento	Cargo	Cantidad
Minería	Gerente de Mina	1
	Jefe de Mina	2
	Supervisor de Mina	1
	Ingeniero de Minas	3
	Ingeniero en Geología	1
	Operador de Perforación y Voladura	3
	Asistente Técnico de Perforación y Voladura	3
	Operador de Carga y Transporte	5
	Topógrafo	1
	Asistente Técnico de Topografía	1
	Encargado de Seguridad, Salud Ocupacional y Ambiente	1
	Mantenimiento	3
	Ingeniero Mecánico	2
	Ingeniero Eléctrico	1

3.5 Estudio de rentabilidad

3.5.1 Volumen de veta extraído

$$A_{frente\ de\ explotacion} = 2.4\ m^2 \quad (3.18)$$

$$A_{caja\ del\ frente} = 0.5\ m^2 \quad (3.19)$$

$$A_{veta\ en\ corona} = 0.02\ m^2 \quad (3.20)$$

$$A_{veta\ del\ frente} = 2.4 - 0.5 = 1.9\ m^2 \quad (3.21)$$

$$A_{Total\ de\ veta} = 1.9 + 0.02 = 1.92\ m^2 \quad (3.22)$$

Para obtener el volumen de veta en cada tajo con sus respectivas longitudes, el resultado se presenta en la Tabla 3.16:

Tabla 3.16 Volumen de veta en cada tajo

# de Tajo	Longitud (m)	Volumen de veta (m^3)
1	29.67	56.97
2	30.72	58.98
3	31.79	61.04
4	32.86	63.09
5	33.93	65.15
6	35.00	67.20
7	36.08	69.27
8	37.17	71.37
9	38.25	73.44
10	39.24	75.34
11	40.43	77.63
12	35.52	68.20
13	30.16	57.91
TOTAL:		865.57

Del primer minado en "Y" principal se obtuvo un volumen en veta de $44.35\ m^3$, que será sumado al total obtenido de los 13 tajos $865.57\ m^3$, quedando un total de volumen en veta de $909.92\ m^3$, para obtener las toneladas en base a la densidad ($1.8\ \frac{g}{m^3}$) de la zona y la cantidad de volumen obtenido de veta.

$$1.8\ \frac{g}{cm^3} = 1.8\ \frac{ton}{m^3}$$

$$\text{Volumen de veta} = 909.92 \text{ m}^3 \quad (3.22)$$

$$\text{Toneladas de veta} = 1.8 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} \times 909.92 \text{ m}^3 \quad (3.23)$$

$$\text{Toneladas de veta} = 1,637.86 \text{ ton} \quad (3.24)$$

Cantidad de Au

$$\text{Ley del Au} = 2.59 \frac{\text{g}}{\text{ton}}$$

$$\text{g de Au} = 2.59 \frac{\text{g}}{\text{ton}} \times 1,637.86 \text{ ton} \quad (3.25)$$

$$\text{g de Au} = 4,242.05 \text{ g} \quad (3.26)$$

Cantidad de Ag

$$\text{Ley del Ag} = 10.83 \frac{\text{g}}{\text{ton}}$$

$$\text{g de Ag} = 10.83 \frac{\text{g}}{\text{ton}} \times 1,637.86 \text{ ton} \quad (3.27)$$

$$\text{g de Au} = 17,738.02 \text{ g} \quad (3.28)$$

Cantidad de Cu

$$\% \text{ de Cu} = 1.4$$

$$\text{g de Cu} = 0.014 \times 1,637.86 \text{ ton} \quad (3.29)$$

$$\text{g de Cu} = 22.93 \text{ ton} \quad (3.30)$$

3.5.2 Ingreso bruto

Para obtener una cantidad aproximada del ingreso bruto se necesita el precio internacional de los metales (Tabla 3.17).

Tabla 3.17 Precio internacional de metales

Metales	Valor	Unidad
Oro	62.75	USD/g
Plata	0.82	USD/g
Cobre	9,409.50	USD/ton

Tomando en cuenta la cantidad de metal presente en la reserva minada, se calcula la cantidad de ingreso por cada metal (Tabla 3.18).

Tabla 3.18 Total de ingreso bruto

Metales	Cantidad	Unidad	Valores (\$)
Oro	4,242.05	g	266,188.64
Plata	17,738.02	g	14,545.17
Cobre	22.93	ton	215,759.83
		Total	496,493.64

En la Tabla 3.19 se muestra el flujo de caja del proyecto a lo largo del tiempo estimado de vida óptima de explotación.

Tabla 3.19 Flujo de caja del proyecto

Detalle	Valores (\$)
Ingresos	496,493.64
Costo de mina	119,474.26
Costo de procesamiento mineral	100,383.84
Egresos	219,858.10
Flujo antes de impuestos	276,635.54
Impuestos (22%)	60,859.82
Pago de regalías (8%)	39,719.49
Utilidad para el estado (5%)	13,831.78
Flujo después de impuestos	162,224.45
Flujo de efectivo NETO	162,224.45

3.5.3 Margen operacional

El margen operacional o margen de beneficio neto será calculado en base a los siguientes datos y la ecuación 3.31:

$$Utilidad\ operacional = 276,635.54$$

$$Ventas\ netas = 496,493.64$$

$$Margen\ Operacional = \frac{Utilidad\ Operacional}{Ventas\ netas} \times 100 \quad (3.31)$$

$$\text{Margen Operacional} = \frac{276,635.54}{496,493.64} \times 100 \quad (3.32)$$

$$\text{Margen Operacional} = 55.7 \% \quad (3.33)$$

Representa sobre los costos y gastos un 44.3 % sobre la utilidad operacional.

3.6 Duración del proyecto

Considerando que normalmente la empresa BOSOROMIN S.A. avanza 15 m diarios y obtiene un total de 60 toneladas/días se puede realizar un estimado de la duración del proyecto, a continuación, en la Tabla 3.20 se presentan los procesos y aspectos a considerar:

Tabla 3.20 Duración estimada del proyecto

Actividad Minera	Días
Minado 13 tajos y "Y" Principal	20
Relleno 13 tajos y "Y" Principal	10
Chimenea de ingreso	1.5
Chimenea principal	1.5
Chimeneas de relleno	23
Adecuación de la zona	14
Total	70

3.7 Efectividad del método de explotación

La efectividad de este método extractivo se relaciona con el volumen total que representan las vetas y el volumen de veta que se logra explotar con el minado propuesto en corte y relleno ascendente.

El volumen total se lo obtiene con la ayuda de Datamine Studio UG, de la misma forma en la que se obtuvo el volumen del material extraído en los laterales de LMV-A, seleccionando los sólidos que en este caso son las 3 vetas de estudio. En la siguiente Figura 3.22 se muestra los resultados de la selección de la veta tita, siendo de interés el volumen y el tonelaje.

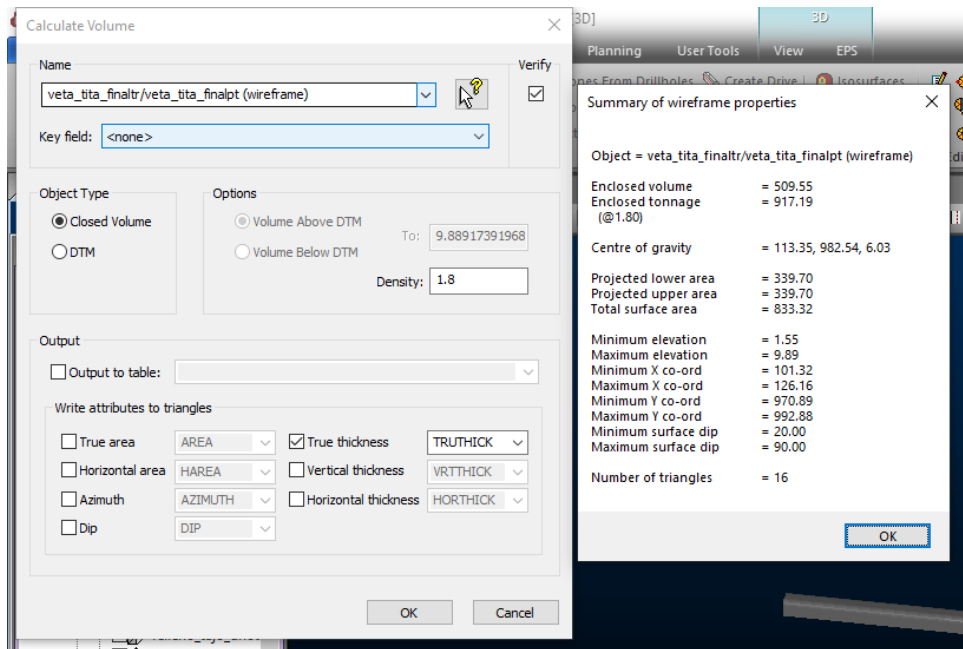


Figura 3.22 Información de vetas del programa DATAMINE

El mismo proceso se aplica para el resto de las vetas, teniendo los siguientes resultados de la Tabla 3.21:

Tabla 3.21 Tonelaje total de las vetas

Veta	Volumen [m^3]	Tonelaje [Ton]
Tita	509.55	291.58
July	341.54	917.19
Paquita	1,61.99	614.78
Total	1,013.08	1,823.55

En la sección del flujo de caja se calcula un total de volumen de veta extraído igual a $909.92 m^3$, por lo que el cálculo del porcentaje de efectividad de este método de explotación se detalla a continuación:

$$1013.08 m^3 \rightarrow 100\% \quad (3.34)$$

$$909.92 m^3 \rightarrow x \text{ eficiencia} \quad (3.35)$$

$$x \text{ eficiencia} = \frac{909.92 m^3 \times 100\%}{1,013.08 m^3} \quad (3.36)$$

$$x \text{ eficiencia} = 89.82\% \quad (3.37)$$

3.8 Análisis

El resultado principal del proyecto de investigación es un método de explotación mineral ajustado específicamente a las condiciones geométricas y geológicas tanto de las labores mineras como de la mineralización, los ajustes se fundamentan no solo como una base en el aumento de la producción, si no en la tecnificación de las operaciones mineras de la empresa, recuperando zonas donde no se habían realizado trabajos hace muchos años puesto que las condiciones no eran adecuadas y la explotación realizada era anti técnica.

El aprovechamiento mineral en esta zona debía ejecutarse para cotas superiores, ya que el contrato de explotación de la empresa no está definido para cotas inferiores a la de la boca mina vieja, por tal motivo era necesario un aprovechamiento de la mineralización presente en la zona mina vieja que va desde la base hasta el macizo rocoso en niveles superiores. Se diseña el minado de la zona LMV-A1 que suma la producción de aproximadamente 45 toneladas de material, que una vez rellena la zona extraída brindará estabilidad para las labores a realizar en cotas superiores en el corte de material por tajos. Al no iniciar por Y principal del afloramiento de vetas, existirán zonas vacías que por las vibraciones o construcción de labores cercanas se derrumbarían perjudicando el proyecto.

Luego de la preparación de las zonas detalladas en los periodos de la fase 1, 2, 3 y 4 de la metodología planteada, resulta un método de explotación que aplica el principio de corte y relleno ascendente, pero con buzamiento en la mineralización que permite ser muy selectivos al momento de ejecutar la explotación mineral.

La mejor forma de evaluar el método de explotación es respecto a la eficacia que el método presenta y el valor económico que se recupera por la venta del concentrado final de metales. Para conocer la eficiencia, se compara el material presente en el macizo rocoso con lo que se logra explotar, teniendo un porcentaje de 89.82%.

CAPÍTULO 4

4 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 Conclusiones

Con base en los resultados obtenidos de la aplicación del método de explotación, corte y relleno ascendente, sobre una reserva mineral antigua presente en la concesión de la empresa minera Bosque de Oro S.A., se concluye lo siguiente:

- La aplicación del método de explotación corte y relleno ascendente permitió aprovechar las zonas de alta ley por su alta selectividad y disponibilidad inmediata del mineral, obteniendo 1638 toneladas de mena con una recuperación metalúrgica del 95%.
- Se identificó una distribución de ley mineral que aumenta conforme asciende el minado, estando el Au entre el 4.60 g/t y 9.5 g/t, el Ag entre 10.83 g/t y 12 g/t, y concentración de Cu entre 1.4% y 3%, lo que incrementará la ley de corte e ingresos por tonelada extraída.
- La empresa BOSOROMIN S.A ahorró 53 mil dólares poniendo nuevamente en operación el subnivel antiguo que conecta con las vetas a explotar facilitando su extracción hacia la superficie.
- La producción de la empresa aumentó un 95%, es decir, a 117 toneladas por día aproximadamente por dos meses, con un ingreso neto de 162,224.45 dólares americanos que podrán ser utilizados para continuar con la exploración de nuevas reservas minerales en la concesión vigente de la empresa.
- El método de explotación corte y relleno ascendente tuvo una eficiencia del 89.82%, basado en 1,013.8 m^3 de material presente en el macizo rocoso y 909.92 m^3 de material que se logrará explotar, todo esto gracias al modelamiento en 3D realizado en Datamine Studio UG que nos permitió obtener información más detallada de la distribución y comportamiento espacial de las vetas

- El proyecto minero resulta rentable puesto que su margen operacional es del 55.7%, mayor que los costos y gastos operacionales (44.3%), representados sobre la utilidad operacional que se obtiene en la duración del proyecto.

4.2 Recomendaciones

En base a los estudios realizados, así como en los resultados obtenidos y el análisis de estos, con fin a mejorar el diseño de explotación mineral propuesto y todas las actividades ligadas a su desarrollo se recomienda lo siguiente:

- Realizar sondeos en superficie al menos en las zonas con presencia de vetas con potencias mayor o igual a 1 m en interior mina, para estudiar el comportamiento de la mineralización más detalladamente y de esta forma plantear los métodos de explotación con una funcionabilidad a largo plazo.
- El desarrollo de modelos de bloques de los principales cuerpos mineralizados con el fin de tener una guía como base respecto al comportamiento de distribución de leyes de los metales de interés.
- Durante la ejecución del proyecto en campo, debe existir un ingeniero supervisor que proporcione las directrices y controle el cumplimiento de todos los parámetros técnicos y de seguridad establecidos en el método de explotación corte y relleno, evitando riesgos de accidentes del personal o situaciones que pongan en riesgo el trabajo en los tajos o frentes de producción.
- Se recomienda tecnificar el transporte del material en la zona antigua de mina vieja, ya sea con una moto volqueta o rieles, de modo que acarrear el material hasta las tolvas de almacenamiento se realice más rápido y con menor personal lo que repercute un menor esfuerzo físico y fatiga en los colaboradores en interior mina.
- Una vez terminado el proceso de extracción mineral en la zona mina vieja, el control y mantenimiento de la línea MV1 debe ser constante por considerarse una vía principal de conexión con el proyecto actual y si llega a obstruirse, se retrasarían las labores en las chimeneas de exploración resultante que son garantía para futuras explotaciones.

BIBLIOGRAFÍA

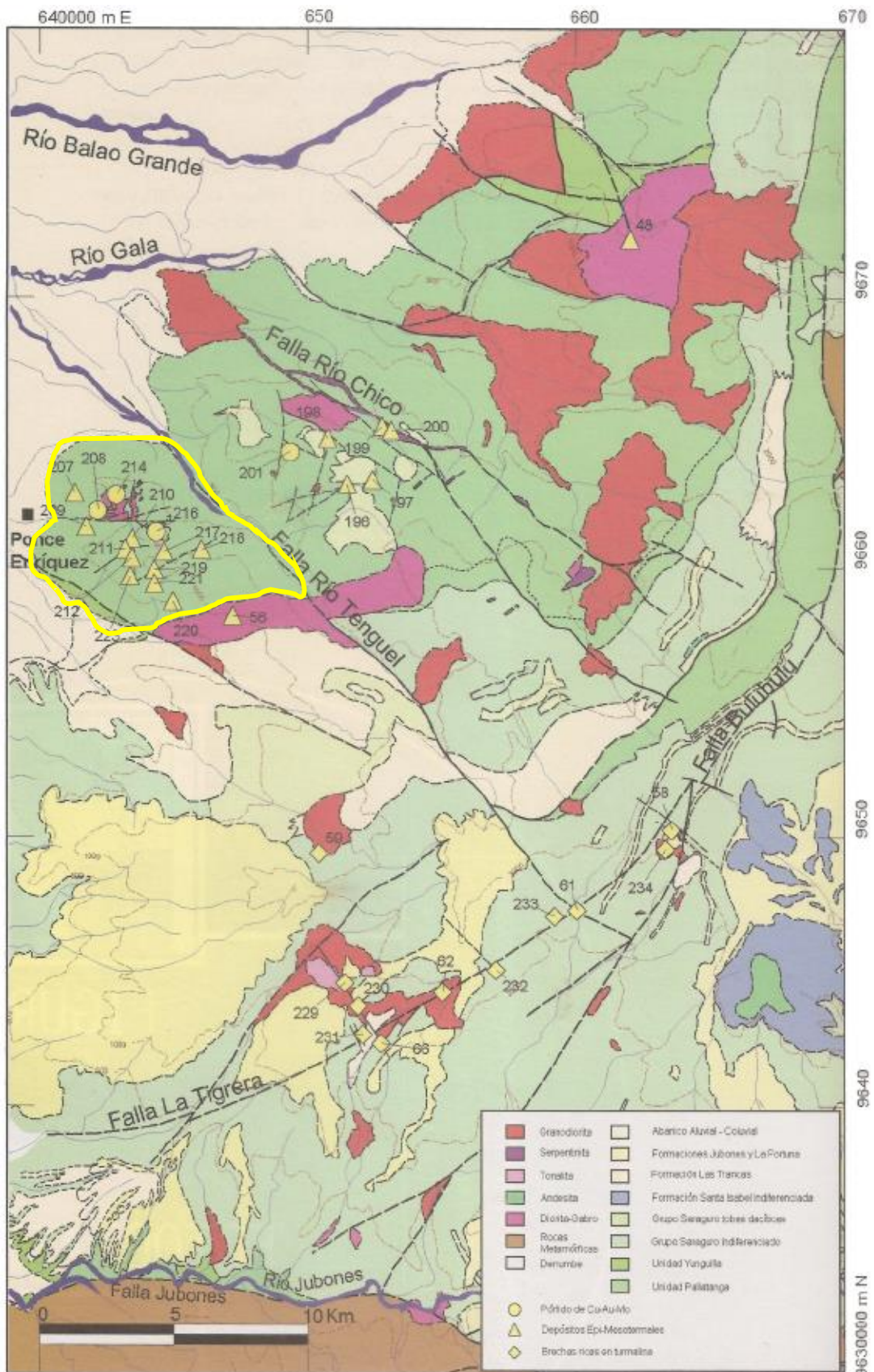
- Alfonso, O. (2016). Minería y Desarrollo (2da ed.). Bogotá: Universidad Eternado de Colombia.
- Ayala, F. J. (2004). Manual de restauración de terrenos y evaluación de impactos ambientales en minería (1era ed.). Madrid: ITGE.
- Cáceres León , L. (2019). Inspección y evaluación geológico – minera de viabilidad para proyecto trademingold san salvador (1era ed.). Machala.
- Elias, X. (2012). Reciclajes de residuos industriales. Madrid: Ediciones Díaz de Santos, S.A.
- Estruch Serra , M., & Tapia Gómez, A. (2003). Topografía Subterránea para minería y obras (3era ed.). Madrid: UPC.
- Golda, L. (17 de 11 de 2018). Tecnología Minera. Obtenido de <https://tecnologiaminera.com/noticia/lumina-gold-anuncia-resultados-de-perforacion-de-cangrejos-1529604331>
- Gómez, A. T. (1997). Topografía Subterránea (2da ed.). Barcelona: Edicions UPC.
- Leonardo, C. L. (2019). Inspección y Evaluación Geológico-Minera de Viabilidad para proyecto TRADEMINGOLD San Salvador. Machala: Publicaciones TSS.
- López, E. (2017). Mapeo geotécnico para diseñar la fortificación a aplicarse en la falla “los ratones” ubicada en la mina sominur, sector la cascada, nivel principal, localizada en el cantón camilo ponce enríquez, provincia del azuay. Quito.
- Morris, J., & Kirkham, G. (2013). Resource estimate for the tres chorreras project. Vancouver: Atlas Moly Investments Corp.
- Nakagawa, L. (1983). Explotación de minerales Método VCR. ICA: CENTROMIN PEEU.
- Pimienta, J. (1980). La capacitación de aguas subterráneas (2da ed.). Barcelona: Editores Técnicos Asociados, S. A.

- Rodríguez, R. A. (1991). Manual de Evaluación Técnico-Económico de Proyectos Mineros de Inversión (4ta ed.). Madrid: Instituto Tecnológico Geominero de España.
- Romero, E. (2010). Patrimonio geológico y minero. España: Universidad de Huelva.
- Rosas, R. (1994). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid: Cartografía Madrid S.A.
- Serra, M. E. (2002). Topografía para minería subterránea (1era ed.). Barcelona: Edicions UPC .
- Vásconez Carrasco , M., & Torres León, L. (Mayo de 2018). SciELO. Obtenido de http://scielo.sld.cu/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S2308-01322018000200006
- Vásconez, M. I. (11 de Diciembre de 2016). Obtenido de <https://www.pbplaw.com/es/historia-de-las-normas-mineras-en-ecuador/>

APÉNDICES

APÉNDICE A

Mapa Geológico del Azuay (Sector Ponce Enríquez)



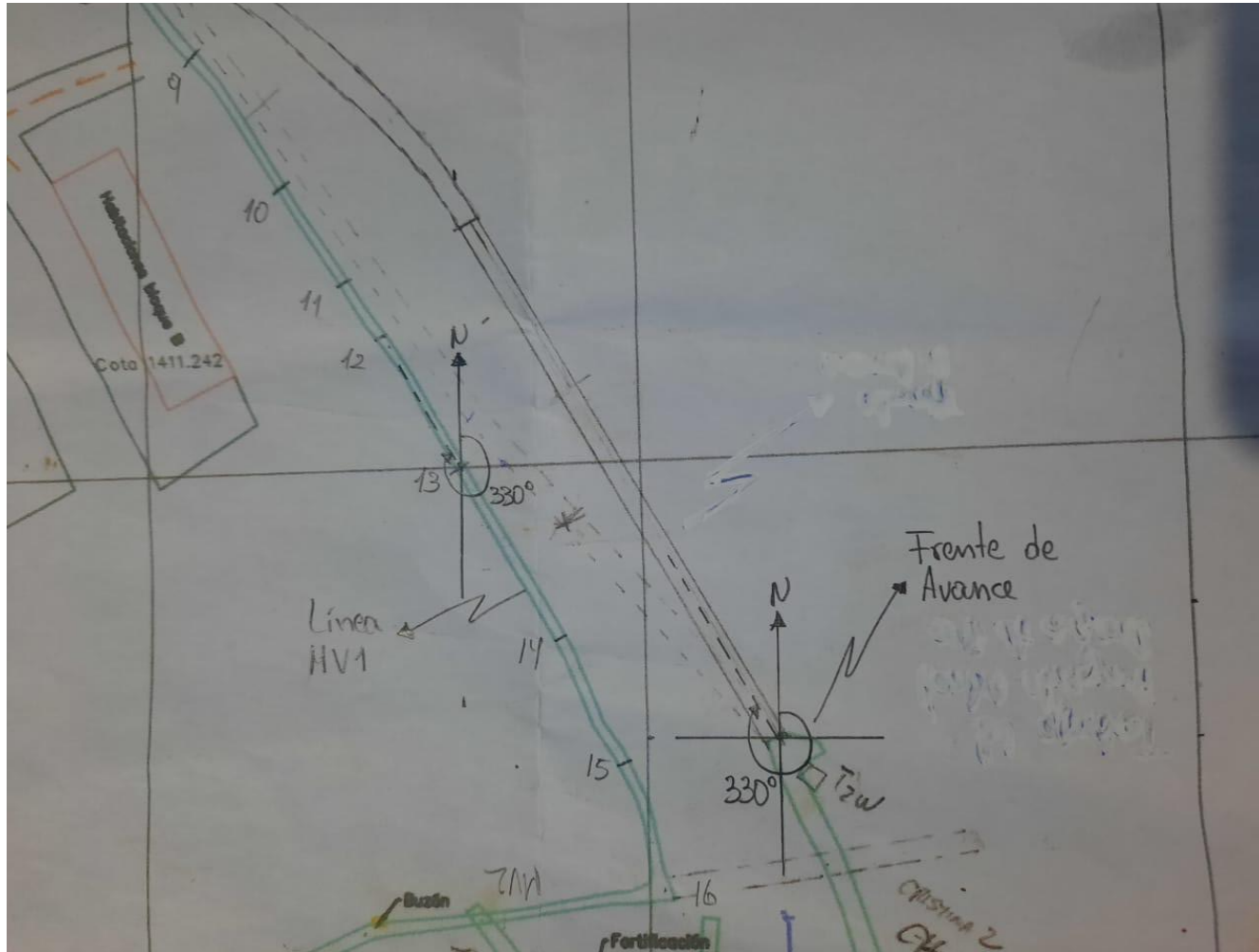
APÉNDICE B

Muestra de roca extraída de la zona “Mina Vieja”



APÉNDICE C

Plano Topográfico Guía otorgado por la empresa BOSOROMIN.

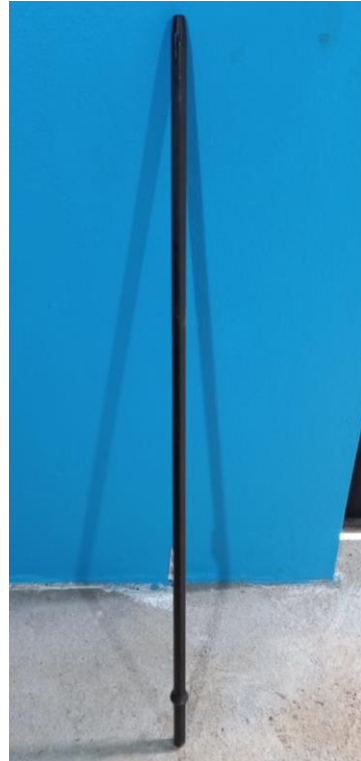


APÉNDICE D

Equipos de perforación



Perforador BOSCH



Barreno de 1.20 m



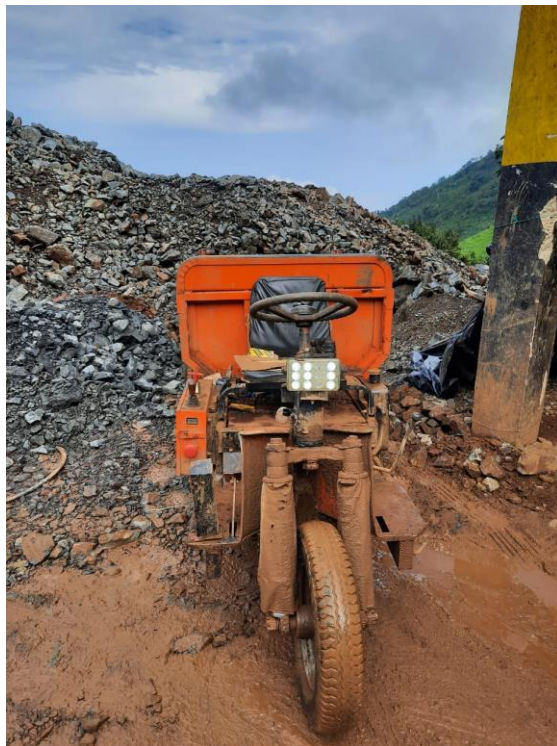
Brocas de perforación

APÉNDICE E

Equipos de transporte y acarreo



Carro minero



Moto volqueta

APÉNDICE F

Equipos utilizados en voladura



Mecha lenta y dinamita



Detonador



Explogel