



# UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

*La Universidad Católica de Loja*

## ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

**Determinar el rendimiento del sistema minero de la Empresa Minera Reina de Fátima, cantón Zaruma-El Oro; y proponer mejoras en el sistema de extracción del mineral**

TRABAJO DE TITULACIÓN.

**AUTOR:** Mora Mora, Gonzalo Fabián.

**DIRECTOR:** Guartán Medina, José Arturo, Mgtr.

**CO-DIRECTOR:** Guanín Vásquez, Juan Carlos, Mgtr.

LOJA-ECUADOR

2017



*Esta versión digital, ha sido acreditada bajo la licencia Creative Commons 4.0, CC BY-NY-SA: Reconocimiento-No comercial-Compartir igual; la cual permite copiar, distribuir y comunicar públicamente la obra, mientras se reconozca la autoría original, no se utilice con fines comerciales y se permiten obras derivadas, siempre que mantenga la misma licencia al ser divulgada. <http://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/deed.es>*

2017

## **APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN**

Magister.

José Arturo Guartán Medina

**DOCENTE DE LA TITULACIÓN**

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación Determinar el rendimiento del sistema minero de la Empresa Minera Reina de Fátima, cantón Zaruma-El Oro; y proponer mejoras en el sistema de extracción del mineral, realizado por Mora Mora Gonzalo Fabián, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, septiembre de 2017

f) .....

## DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

Yo, **Mora Mora Gonzalo Fabián** declaro ser autor del presente trabajo de titulación Determinar el rendimiento del sistema minero de la Empresa Minera “Reina de Fátima” y proponer mejoras de la Titulación de Ingeniería en Geología y Minas, siendo el Mgr. José Arturo Guartán Medina director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de mi exclusiva responsabilidad.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 88 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado o trabajos de titulación que se realicen con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”.

f) .....

Autor: Mora Mora Gonzalo Fabián

Cedula: 0750040248

## **DEDICATORIA**

Doy infinitas gracias y dedico este trabajo:

A Dios por el camino recorrido, para seguir aprendiendo permanentemente y hacer frente a los problemas.

A mis Padres por ser mi guía, mi ejemplo, por sus enseñanzas y amor, por su herencia: mi educación.

A mis hermanos y sobrinos por su confianza y el apoyo incondicional en todo momento.

A la vida, por lo aprendido y alcanzado.

**Gonzalo Fabián Mora Mora**

## **AGRADECIMIENTO**

Una vez concluido el presente trabajo de titulación dejo constancia de mi agradecimiento imperecedero:

A Dios por haberme dado la vida y el don de la sabiduría.

A los directivos y docentes de la Universidad Técnica Particular de Loja, a la titulación de Geología y Minas, por haberme brindado la oportunidad de adquirir conocimientos en lo concerniente a la profesión, campo en el cual me desempeñaré con responsabilidad y esmero.

Mi reconocimiento especial al Mgtr. José Arturo Guartán, Director del trabajo de titulación, al Mgtr. Juan Carlos Guanín, por su apoyo para la elaboración y supervisión del mismo, sus sugerencias fueron un valioso aporte para la culminación exitosa del mismo.

Al Sr. Prof. Manuel López García, Gerente general de la empresa Minera “Reina de Fátima” por la apertura y confianza brindada en el transcurso de la elaboración del presente proyecto.

Y sobre manera mi profundo agradecimiento a mis familiares, por todo su incondicional amor, apoyo y confianza permanente en mí, su fe me dio la fuerza y la seguridad necesaria para alcanzar esta meta profesional.

**Gonzalo Fabián Mora Mora**

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

PORTADA	
APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN .....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS .....	iii
DEDICATORIA .....	iv
AGRADECIMIENTO .....	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS .....	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	x
ÍNDICE DE FIGURAS .....	xi
RESUMEN.....	1
ABSTRACT.....	2
INTRODUCCIÓN.....	3
JUSTIFICACIÓN .....	4
OBJETIVOS.....	5
Objetivo General.....	5
Objetivos Específicos.....	5
<b>CAPÍTULO 1</b>	
<b>CARACTERÍSTICAS FÍSICO GEOGRÁFICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO</b>	
1.1.Ubicación Geográfica.....	7
1.2.Acceso y vías de comunicación.....	7
1.3.Hidrografía.....	8
1.4.Clima.....	8
1.5.Relieve.....	8
1.6.Condiciones económicas.....	8
1.7.Cobertura del suelo vegetal.....	9
<b>CAPÍTULO 2</b>	
<b>METODOLOGÍA</b>	
2.1 Primera etapa: Revisión bibliográfica y procesamiento de la información.....	11
2.2 Segunda etapa: Diagnóstico en campo de los trabajos mineros.....	11
2.3 Tercera etapa: Trabajo en el Laboratorio de Suelos y Rocas.....	11
2.4 Cuarta etapa: Etapa de gabinete.....	12
2.5 Materiales utilizados.....	12
<b>CAPÍTULO 2</b>	
<b>MARCO GEOLÓGICO REGIONAL Y LOCAL</b>	
3.1 Geología Regional.....	14

3.2 Geología Local y mineralización.....	14
3.2.1 Mineralización.....	15
<b>CAPÍTULO 4</b>	
<b>MARCO TEÓRICO</b>	
4.1 Conceptos básicos utilizados en operaciones unitarias en minería subterránea.....	17
4.2 Etapas de un proyecto minero.....	18
4.2.1 Prospección y exploración.....	18
4.2.2 Desarrollo .....	18
a. Labores mineras de acceso. ....	19
b. Labores mineras de preparación. ....	19
c. Labores mineras de explotación. ....	19
d. Labores mineras auxiliares. ....	19
4.2.3 Explotación .....	20
4.3 Explotación minera subterránea.....	20
4.3.1 Métodos de explotación subterránea.....	21
4.4 Caracterización geomecánica de las rocas.....	21
4.4.1 Características técnicas .....	22
4.4.2 Propiedades Físicas de las Rocas.....	22
a. Densidad o Peso Específico ( $\rho$ ).....	22
b. Peso volumétrico .....	22
c. Adsorción de agua.....	22
d. Porosidad.....	23
4.4.3 Propiedades mecánicas de las rocas .....	23
a. Resistencia a la compresión ( $\bar{\sigma}_{comp}$ ).....	23
b. Índice de carga puntual ( $I_s$ ).....	23
<b>CAPÍTULO 5</b>	
<b>TOMA DE DATOS DE CAMPO Y ANÁLISIS DE RESULTADOS</b>	
5.1 Propiedades físico mecánicas de la roca caja.....	25
5.1.1 Peso específico .....	25
5.1.2 Peso volumétrico.....	26
5.1.3 Porosidad.....	27
5.1.4 Esponjamiento.....	27
5.2 Propiedades físico mecánicas de la veta (mineral).....	27
5.2.1 Peso específico .....	27
5.2.2 Porosidad.....	29
5.2.3 Esponjamiento.....	29



5.3	Parámetros de carga puntual y compresión simple en roca caja y mineral.....	29
5.4	Comparación de propiedades físico-mecánicas entre roca caja y mineral.....	31
5.5	Datos recopilados de labores mineras en la EMIREIFA S.A.....	31
5.5.1	Descripción actual de la mina .....	31
5.5.2	Preparación de labores .....	33
5.6	Descripción de operaciones unitarias EMIREIFA S.A.....	33
5.6.1	Barrenado.....	33
5.6.2	Limpieza (sopleteo) de los huecos perforados.....	34
5.6.3	Cargado, encendido y voladura.....	34
5.6.4	Ventilación.....	35
5.6.5	Desguinche.....	35
5.6.6	Fortificación .....	35
5.6.7	Transporte.....	36
5.7	Galería principal o de nivel.....	37
5.7.1	Forma y dimensiones de la galería.....	37
5.7.2	Diagrama de perforación.....	37
5.7.3	Distribución y consumo de explosivos en el barreno. ....	38
5.8	Rendimiento real del trabajo.....	41
5.9	Producción diaria.....	41
5.10	Índice de trabajo.....	41
5.11	Tiempos empleados en las operaciones unitarias .....	42

## **CAPÍTULO 6**

### **PROPUESTA AL SISTEMA DE EXTRACCIÓN DE MINERAL**

6.1	Galería de nivel.....	44
6.2	Diagrama de Perforación.....	46
6.2.1	Cálculo del diámetro del barreno central .....	46
6.2.2	Diseño del diagrama de perforación según manual EXSA .....	46
6.2.3	Número de barrenos perforados.....	47
6.3	Calculo de número de barrenos mediante software .....	48
6.3.1	Análisis entre el cálculo de numero de barrenos mediante ecuaciones y el calculado por el software. ....	49
6.3.2	Cantidad de carga para los barrenos del piso .....	50
6.3.3	Cantidad de carga para los barrenos del techo.....	51
6.3.4	Cantidad de carga para los barrenos de los hastiales .....	52
6.3.5	Cantidad de carga para los barrenos de destroza .....	53
6.3.6	Cantidad de carga para los barrenos de cuele.....	54

6.3.7 Cantidad de carga para los barrenos de contracuele .....	55
6.4 Carga Total (Q Tot) .....	57
6.5 Carga específica (q).....	57
6.6 Costos de la carga explosiva.....	57
6.6.1 Costo de explosivos por metro de avance.....	58
6.7 Rendimiento real del trabajo.....	58
6.8 Producción diaria.....	58
6.9 Índice de trabajo.....	59
6.10 Análisis comparativo ambos sistemas.....	59
<b>CAPÍTULO 7</b>	
<b>SOCIALIZACIÓN DEL PROYECTO</b>	
7.1 Socialización del proyecto.....	61
CONCLUSIONES.....	62
RECOMENDACIONES.....	64
BIBLIOGRAFÍA.....	65
ANEXOS .....	66

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1</b> Datos de cálculos para peso específico de roca caja.....	25
<b>Tabla 2</b> Datos para cálculo de peso volumétrico de roca caja. ....	26
<b>Tabla 3</b> Datos de cálculo para peso específico de veta.....	28
<b>Tabla 4</b> Datos de cálculo para peso volumétrico de la veta .....	28
<b>Tabla 5</b> Datos de rebote del martillo de Smith. ....	29
<b>Tabla 6</b> Clasificación de la roca según ISRM.....	31
<b>Tabla 7</b> Comparación de propiedades físico-mecánicas entre roca caja y mineral.....	31
<b>Tabla 8</b> Distribución de barrenos.....	37
<b>Tabla 9</b> Consumo total de explosivos.....	38
<b>Tabla 10</b> Consumo de fulminate.....	39
<b>Tabla 11</b> Longitud de barrenos.....	39
<b>Tabla 12</b> Costo de carga explosiva .....	40
<b>Tabla 13</b> Costo de mano de obra de los trabajadores. ....	40
<b>Tabla 14</b> Costo total por pega .....	41
<b>Tabla 15</b> Tiempos empleados en operaciones unitarias.....	42
<b>Tabla 16</b> Datos de propuesta para galería.....	44
<b>Tabla 17</b> Diagrama perforación según manual EXSA .....	46
<b>Tabla 18</b> Parámetros para cálculo de número de barrenos.....	47
<b>Tabla 19</b> Cálculo de parámetros de los barrenos .....	48
<b>Tabla 20</b> Datos para cálculo de cantidad de sustancia explosiva .....	49
<b>Tabla 21</b> Resumen de distibuciones de carga de barrenos.....	56
<b>Tabla 22</b> Consumo de sustancia explosiva.....	57
<b>Tabla 23</b> Costo total de carga explosiva .....	57
<b>Tabla 24</b> Costo total por pega de propuesta .....	58
<b>Tabla 25</b> Comparacion entre sistema actual y propuesta.....	59

## INDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1</b> Mapa de Ubicación EMIREIFA S.A .....	7
<b>Figura 2</b> Ensayos de laboratorio realizados. Densidad y peso volumétrico. (Izq a Der) .....	12
<b>Figura 3</b> Muestra de roca mineralizada.....	15
<b>Figura 4</b> Gráfico de correlación para el martillo Schmidt entre resistencia a compresión, densidad de la roca y rebote.....	30
<b>Figura 5</b> Galería, Frente 4. ....	32
<b>Figura 6</b> Bocamina EMIREIFA S.A .....	32
<b>Figura 7</b> Producto de la voladura en el frente 4.....	34
<b>Figura 8</b> Tubería para sistema de ventilación .....	35
<b>Figura 9</b> Transporte de material .....	36
<b>Figura 10</b> Esquema de la malla de perforación .....	37
<b>Figura 11</b> Distribución de la carga en el barreno. ....	38
<b>Figura 12</b> Galería de nivel propuesta.....	45
<b>Figura 13</b> Diseño de cuele y contra cuele.....	47
<b>Figura 14</b> Cálculo de número de barrenos utilizando software .....	49

## RESUMEN

El presente trabajo presenta un análisis de rendimiento del sistema de explotación de mineral aplicado en la empresa minera Reina de Fátima. Se ha realizado un monitoreo de los tiempos empleados en las diferentes actividades como: perforación, voladura, desquinche, carguío y transporte de mineral en el frente 4 de dicha empresa. Además se realizó la toma de muestras en campo para determinar las propiedades físicas mecánicas (peso específico, peso volumétrico, esponjamiento, índice de carga puntual y resistencia a la compresión simple) tanto en roca caja como mineral para determinar los parámetros y ecuaciones teóricamente establecidas permitiendo mejorar el sistema de extracción de mineral. Se modifica el sistema actual de perforación y voladura aumentando el rendimiento del personal y disminuyendo la cantidad de sustancia explosiva y costos operativos. El rendimiento actual del personal de la empresa es de 1.90 T por hora, con la ejecución de este proyecto se logra tener un rendimiento de 2.4 T por hora, logrando un índice de trabajo de 1.85 por persona. Además disminuyó los costos de operación y la carga específica usada en la voladura.

**PALABRAS CLAVE:** Explotación, mineral, barrenado, voladura, desquinche

## ABSTRACT

The present work presents a performance analysis of the mineral exploitation system applied in the mining company Reina de Fátima. Monitoring of the times used in the different activities such as: drilling, blasting, desquincing, loading and transportation of ore in the front 4 of said company. In addition, the field samples were taken to determine the mechanical properties (specific weight, volumetric weight, sponge, punctual load index and resistance to simple compression) in both rock and mineral rock to determine parameters and equations theoretically established allowing improve the mineral extraction system. The current drilling and blasting system is modified by increasing staff performance and decreasing the amount of explosive substance and operating costs. The current performance of the company's staff is 1.90 T per hour, with the execution of this project is able to have a performance of 2.4 T per hour, achieving a work rate of 1.85 per person. It also reduced operating costs and the specific load used in blasting.

**KEY WORDS:** Exploitation, mineral, boring, blasting, desiccation

## INTRODUCCIÓN

Los minerales han venido siendo desde hace mucho tiempo atrás utilizados para la elaboración de herramientas de trabajo, necesarias para el diario vivir de las comunidades, formando así parte de las situaciones económicas, sociales y culturales de las diferentes colectividades.

Es por ello que la sociedad ha venido extrayendo minerales de acuerdo a sus necesidades y con el paso del tiempo ha ido desarrollando técnicas o métodos, que vayan mejorando la calidad de extracción de los minerales para tener un mejor o mayor alcance de producción, sea a nivel superficial, o subterráneo.

En nuestro país la minería ha sido una de las mayores fuentes de producción, específicamente en sectores o distrito mineros como Nambija, Zaruma- Portovelo, Ponce Enríquez, entre otros. Han venido desde hace muchos años atrás explotando minas de oro, cobre, plata y otros sulfuros los cuales ellos consideran económicamente rentable su extracción, sin embargo en muchas de estas empresas, aplican métodos de explotación que no son los más adecuados, ya que se dejan llevar más por la tradición que por las técnicas que hoy en día existen en el ámbito minero moderno.

La empresa minera EMIREIFA, día a día viene investigando y buscando opciones, que le resulten de beneficio en las labores de minería que aquí se aplican, tratando de buscar siempre las mejores técnicas para aplicar en sus distintos ámbitos de trabajo, es por ello que este trabajo de investigación se centra en, determinar el rendimiento minero que hoy en día la empresa está utilizando en su sistema de explotación, y buscar alternativas que le contribuyan, a mejorar su producción.

El presente trabajo se centra en determinar el rendimiento de extracción de mineral en el Frente 4 de la Empresa Minera Reina de Fátima S.A a partir de la descripción del actual sistema de extracción de mineral y diseñar un nuevo diagrama de perforación que permita mejorar características como reducir la carga específica y aumentar el rendimiento, por ende reducir los costos del actual sistema.

## JUSTIFICACIÓN

El trabajo en minería data sus inicios aproximadamente hace más de 40.000 años, desde entonces el hombre ya ha buscado metales y materiales provenientes de suelos y rocas para ser utilizados en diferentes actividades propiamente de sus tiempos como ritos religiosos, agricultura, objetos personales, fuentes de energía y un sinfín de utensilios. Para esta actividad de extracción mineral, se ha hecho indispensable desarrollar técnicas de construcciones subterráneas con el objetivo de alcanzar zonas mineralizadas profundas, que de otro modo, serían inalcanzables (Tapia, 2017).

Pero fue la época de la revolución industrial a fines del Siglo XIX que dio un cambio radicalmente en la escala de trabajo en espacios subterráneos, donde ya se logra desarrollar la explotación minera a un volumen y ritmo jamás antes visto por la humanidad (Tapia, 2017). La empresa minera Reina de Fátima ha venido desde sus inicios realizando labores de exploración y explotación en minería subterránea por el método corte y relleno de manera empírica realizando labores artesanales, es por ello que el presente trabajo de investigación pretende encontrar las falencias que existen dentro del sistema de explotación que aquí se emplea y de esta manera proceder a buscar posibles soluciones que permitan optimizar recursos tanto personal como en insumos y así reducir costos de producción.

La presente investigación se hace factible gracias a la colaboración de la Empresa Minera Reina de Fátima, que está dispuesta a prestar sus instalaciones y el personal que aquí labora, para cualquier inquietud o colaboración de ellos.



## **OBJETIVOS**

### **Objetivo General**

Proponer mejoras en el sistema de explotación de la empresa minera Reina de Fátima.

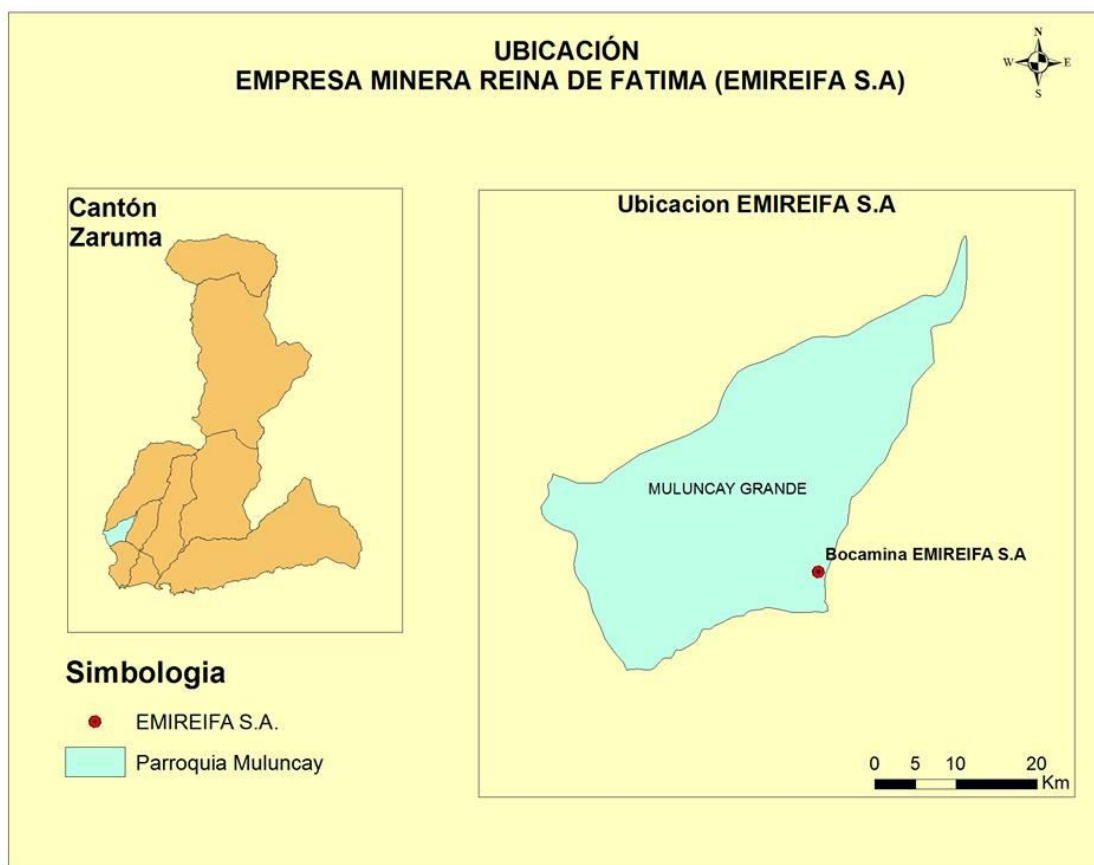
### **Objetivos Específicos**

- Describir el actual sistema de explotación de la mina
- Recolectar información sobre los tiempos utilizados en los diferentes procesos de arranque y transporte de mineral.
- Recopilar información sobre el proceso de perforación y voladura que se realiza en chimeneas, galerías, y pozos de explotación.
- Realizar ensayos de mecánica de rocas en roca caja y mineral, tales como: peso específico, índice de carga puntual, resistencia a la compresión simple.
- Diseñar los nuevos sistemas de perforación y voladura en las labores
- Proponer modificaciones en el sistema de explotación que se utiliza actualmente
- Socializar el presente trabajo de investigación con el personal de la empresa

**CAPÍTULO 1**  
**CARACTERÍSTICAS FÍSICO GEOGRÁFICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO**

## 1.1. Ubicación geográfica

La empresa Minera Reina de Fátima se encuentra ubicada al Sur occidente del Ecuador, en la provincia de El Oro, Cantón Zaruma, aproximadamente a 990 msnm, en el límite de las parroquias Malvas y Muluncay, perteneciendo políticamente a esta última.



**Figura 1** Mapa de Ubicación EMIREIFA S.A

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

## 1.2. Acceso y vías de comunicación

Desde la ciudad de Loja para poder llegar a las instalaciones de la empresa minera Reina de Fátima se dirige hasta el cantón Portovelo provincia de El Oro, al llegar a este cantón existen dos accesos: el acceso principal corresponde desde Portovelo pasando por la ciudad de Zaruma, luego a la parroquia Malvas donde se dirige al Sitio Botoneros por una vía de segundo orden hasta llegar a las instalaciones de la empresa. Una segunda vía de acceso concierne desde el cantón Portovelo por el sector El Pache, cruzando por el barrio Puente de Buza, por una vía de segundo orden llegando así a la empresa.

Los tiempos aproximados, desde las ciudades de Zaruma y Portovelo, son de 30 y 50 minutos respectivamente.

### **1.3. Hidrografía**

El área de estudio se ubica entre la microcuenca de la quebrada Arcapamba y una microcuenca de drenajes menores, los cuales desembocan, en el río Calera y forman parte de la subcuenca del río Luis en la demarcación de la cuenca del río Puyango – Tumbes (INTEGRAR CONINCO Cia. Ltda., 2015).

### **1.4. Clima**

El clima Ecuatorial mesotérmico semi-húmedo es el predominante en el territorio de Muluncay, donde se encuentra ubicada el área de estudio, caracterizando por ubicarse entre los pisos altitudinales de 800 a 2000 msnm, se presentan dos estaciones bien definidas como son las épocas lluviosas entre los meses de enero a mayo y la época seca presente en los meses de junio a diciembre; se presentan temperaturas que oscilan entre los 12 y 22°C. Las precipitaciones anuales oscilan entre los 1500 y 2000 mm (INTEGRAR CONINCO Cia. Ltda., 2015).

### **1.5. Relieve**

El sector en estudio se localiza en las estribaciones de la Cordillera Occidental, abarcando el Altiplano Orense conformado por el tren mineralizado de Portovelo – Zaruma, presenta una topografía irregular con pendientes acentuadas, su relieve se caracteriza por ser accidentado en las partes altas y de colinas en las partes bajas. En el sector de Muluncay encontramos las Lomas del Pogyo, La Ciénega, El Rodeo, con alturas de 1600 a 2207 msnm, en el Sureste se encuentran Las Lomas, La Cuchilla y Los Surumbes con alturas de 1000 y 1135 msnm (Ramos, 2013).

### **1.6. Condiciones económicas**

La parroquia Muluncay, perteneciente al Cantón Zaruma se inserta en la lógica del desarrollo económica de este cantón, el cual se ha destacado por las actividades mineras, comerciales (joyerías de oro), turísticas, agrícolas y de servicios; siendo las mineras las de mayor importancia. Estas características hacen que Zaruma tenga dinamismo económico. Por lo que

se debe continuar trabajando en impulsar la actividad de joyería, buscando mayor calidad y diversidad. Se destaca que en la parroquia las potencialidades para las producciones de café, actividad que ha resultado deprimida teniendo en cuenta los niveles de producción y de comercialización que no han resultado ventajosos y estimulantes, aspecto que también pueden ser trabajados en las acciones del GADs. En Muluncay se observa que la actividad primaria (minería) es la principal fuente de trabajo de sus habitantes, representa el 74.49% de la PEA parroquial. Se observa que en este valor tiene un alto peso la minería que representa el 53.57%, seguida de la actividad agrícola y ganadera que representa el 20.92% de la PEA.

Es importante destacar que estas actividades primarias son las mayores empleadoras en la parroquia, son actividades generadoras de ingresos muy moderados. La segunda actividad en generar empleos es el que agrupa al sector terciario, donde se incluyen el comercio y los servicios fundamentalmente con un 20.41% del total. Este sector es muy dinámico y especulativo, generador de utilidades que llevan un análisis particular y más detallado. La actividad secundaria tiene un peso solamente del 5.1%, lo que resulta muy insuficiente a las aspiraciones de desarrollo de la parroquia el cantón y el país (INTEGRAR CONINCO Cia.Ltda., 2015).

### **1.7. Cobertura del suelo vegetal**

Los suelos del área en estudio se encuentran sobre rocas andesíticas porfíricas fuertemente alteradas y meteorizadas, que dan origen a suelos lateríticos franco arcillosos de coloración pardo rojiza, su capa orgánica es poco desarrollada 15 a 20 cm. Según el mapa Morfo – Pedológico de Arenillas escala 1:200.000, estos suelos corresponden a RHODUSTALFS, ubicados sobre relieves heterogéneos con depresiones topográficas fuertes a muy fuertes y muy disectadas con grandes vertientes naturales que fluyen por valles abruptos, hacia el Sur existen relieves suaves a moderados con pendientes menores (Ramos, 2013).

**CAPÍTULO 2**  
**METODOLOGÍA**

Para poder obtener los objetivos específicos planteados anteriormente, se propone la siguiente metodología de trabajo:

La investigación fue dividida en cuatro etapas, donde la elección de diferentes métodos de trabajo se basan en la necesidad de seguir la secuencia lógica que imponen los procesos de identificación, caracterización y valoración de los diferentes espacios de trabajo de la mina "Reina de Fátima", así como la elaboración de lineamientos metodológicos que permiten proyectar un desarrollo minero sostenible en dicha mina, a través de nuevos sistemas que se adecuen al sistema de explotación.

### **2.1 Primera etapa: Revisión bibliográfica y procesamiento de la información**

Mediante una revisión bibliográfica del estado del arte del actual sistema de explotación, tomando en cuenta los factores importantes que inciden en el diseño de éstos; en esta etapa, se realizó el estudio de los antecedentes de la problemática actual vinculada con el concepto de desarrollo sostenible.

### **2.2 Segunda etapa: Diagnóstico en campo de los trabajos mineros**

En esta etapa se realizó la identificación y caracterización de los diferentes frentes de trabajo de la mina, dando como resultado el diagnóstico del tiempo empleado en cada sistema operativo, principalmente en los procesos de arranque, transporte del mineral y extracción, para luego seleccionar aquellos que logren satisfacer los parámetros productivos; se tomó información sobre los procesos de perforación y voladura que se realizan en la galería principal del Frente 4, para hacer un análisis de rendimiento de trabajo, de personal y la producción generada; se tomaron muestras representativas de roca caja y mineral para su posterior análisis en laboratorio, se tomó datos de índice de carga para determinar la resistencia a la compresión puntual; y, por último se identificó los parámetros principales de cada escenario objeto de estudio.

### **2.3 Tercera etapa: Trabajo en el laboratorio de suelos y rocas**

Se realizó ensayos en la roca, tanto caja como mineral con el fin de determinar sus principales características como: densidad, peso específico. Para determinar la densidad y el peso específico (Figura 2) de las muestras se acudió a los laboratorios de la empresa en el cual

registramos los pesos muestra a muestra siguiendo el procedimiento como lo indican las normas establecidas.

Para el ensayo de carga puntual utilizamos el esclerómetro, para lo cual realizamos una malla en el frente de trabajo que nos permita obtener un valor promedio de dicho índice, de este valor determinamos la resistencia a la compresión simple utilizando el ábaco de Miller.



**Figura 2** Ensayos de laboratorio realizados. Densidad y peso volumétrico. (Izq a Der)  
Fuente: Gonzalo Mora Mora  
Elaboración: Gonzalo Mora Mora

## 2.4 Cuarta etapa: Etapa de gabinete

Diseño del nuevo sistema de perforación y voladura y su aplicación en la mina. Esta etapa constituye el componente experimental de la investigación, el análisis y procesamiento de datos obtenidos de las diferentes actividades realizadas durante la etapa de campo y laboratorio, las cuales nos proporcionaron la base de datos para la valoración del sistema de perforación y voladura en cada frente de trabajo, dando de esta manera los nuevos indicadores para una adecuada explotación en el Frente 4 de la mina “Reina de Fátima”, lo cual se traduce en un trabajo con mejores rendimientos y sostenibilidad.

## 2.5 Materiales utilizados

Martillo de geólogo, brújula, gps, flexometro, lupa, cronometro, fundas de muestreo, cámara fotográfica, libreta de campo, balanza hidrostática, parafina, esclerómetro (martillo de smith), computadora, graficadores (arcgis, excel, entre otros)



**CAPÍTULO 3**  
**MARCO GEOLÓGICO REGIONAL Y LOCAL**

### **3.1 Geología regional**

La mineralización de Zaruma-Portovelo está alojada en volcanitas intermedias a silíceas de la recientemente definida Unidad Portovelo (Pratt et al., 1997) que está fallada contra las rocas metamórficas del Sur a lo largo del sistema de fallas Piñas-Portovelo y que se superpone disconformemente sobre el Complejo Metamórfico de El Oro. Ésta unidad está dominada por lavas andesíticas masivas porfídicas a basaltos andesíticos y brechas con tobas de cristales intermedias. También incluye tobas (ash flow) riolíticas a dacíticas con intercalaciones sedimentarias (pizarras-cherts) menores. Las volcanitas andesíticas muestran alteración propilítica generalizada de bajo nivel a epidota, clorita y calcita. Datos recientes (Aspden, com. per.) indican edades de 21.5 - 28.4 Ma, (Oligoceno más alto a Mioceno muy temprano) que confirman la pertenencia de la Unidad Portovelo al Grupo Saraguro.

Esto contrasta con la edad radiométrica por K-Ar en roca total de 15.3 +/- 0.5 Ma, es decir post Saraguro, citada por Van Thournout et al. (1996) en un flujo de lava dacítica cerca de Piñas. Ésta edad más joven es cercana a las granodioritas de Paccha (16.89 +/- 0.16 Ma) y puede reflejar un evento magmático del Mioceno Medio. Van Thournout et al. (1991-1996) informan que todas estas volcanitas están cortadas por los stocks, diques y sills de riolitas comagmáticas que están concentradas en dos focos principales alineados al NW centrados en los cerros Santa Bárbara y Zaruma Urcu. Estos cerros se mantienen como restos erosivos debido a su intensa silicificación (Ramos, 2013).

### **3.2 Geología local y mineralización**

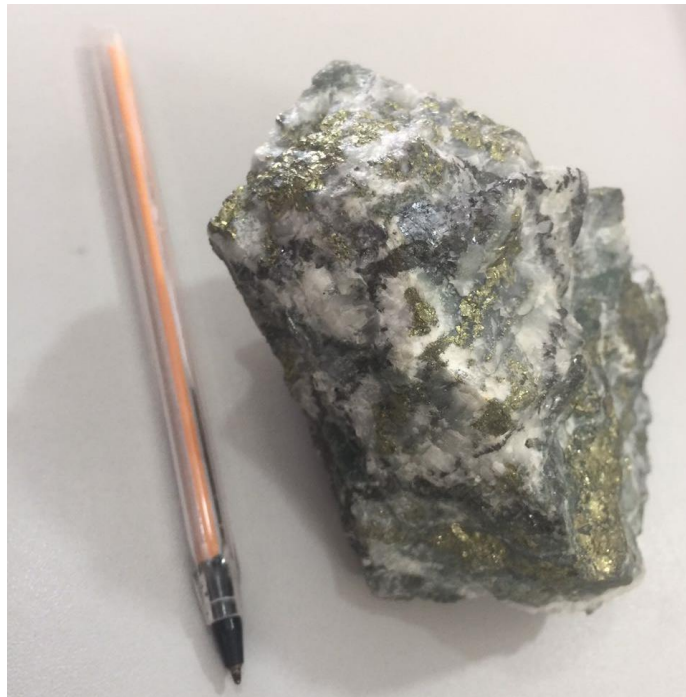
Ramos (2013) describe que localmente se evidencian dos series volcánicas, la una caracterizada por la presencia de andesitas porfídicas y la otra de composición riolítica. La serie de composición riolítica está acompañada de actividad hidrotermal de un conjunto de mineralización y de alteración. El primer conjunto constituido de mineralización rico en sulfuros de afinidad mesotermal y el segundo conjunto de mineralización con una menor cantidad de sulfuros, con una gran cantidad de oro libre, por lo que la zona tiene características hidrotermales.

Los principales minerales que se observan en las zonas mineralizadas son: cuarzo, calcopirita, pirita, blenda, galena (esfalerita), calcita y sus óxidos de hierro y manganeso, las rocas encajantes están formadas por tobas de composición dacítica a riolítica e intruidas con diques granodioritas, riolitas y dioritas.

### 3.2.1 Mineralización.

Según Ramos (2013). La mineralización es vetiforme de origen hidrotermal, formado por fisuras rellenas de soluciones mineralizantes por lo que de acuerdo a un análisis macroscópico se determinan minerales primarios alterados con presencia de sulfuros oxidados, pirita, cuarzo, oro plata y como minerales secundarios la calcocina, covelina. Los minerales de ganga son el cuarzo y calcita.

Además se constató durante el recorrido de las galerías antiguas donde se ha desarrollado las actividades de explotación que la roca de caja está representada por tobas dacíticas a riolíticas andesitas masivas.



**Figura 3** Muestra de roca mineralizada

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

**CAPÍTULO 4**  
**MARCO TEÓRICO**

#### 4.1 Conceptos básicos utilizados en operaciones unitarias en minería subterránea

Se debe conocer algunos términos que se utiliza en minería entre los cuales detallamos a continuación:

- **Mineral:** Es una sustancia inorgánica de ocurrencia natural en la corteza terrestre, que posee un conjunto distintivo y característico de propiedades físicas y una composición que puede ser expresada por una fórmula química. Es decir, los minerales son combinaciones definidas y precisas entre elementos químicos (Estudios Mineros del Peru SAC).
- **Recursos geológicos:** Se entiende por recursos al conjunto de unidades de roca, generalmente definidas a través de un modelo de bloques con leyes estimadas mediante algún método, que poseen una concentración de un elemento o mineral anómala respecto a su entorno y que posee características de continuidad geológica confirmadas mediante sondajes y mediante la interpretación experta de un geólogo con experiencia en ese tipo de mineralización (Estudios Mineros del Peru SAC).
- **Reservas mineras:** Corresponden a la porción de los recursos que es factible de extraerse generando un beneficio económico y que considera las características de continuidad de la mineralización, continuidad de las leyes y una serie de factores que modifican el valor del recurso, tales como factores políticos, financieros, medioambientales, laborales, geográficos, etc. Las reservas son la parte de los recursos que puede extraerse una vez que se han tomado en cuenta los factores tecnológicos de diseño y las condiciones financieras del momento y lugar del proyecto (Estudios Mineros del Peru SAC).
- **Yacimiento minero:** Se habla de yacimientos en un sentido amplio al referirse a una anomalía geológica que implica la concentración fuera del nivel normal que se encuentra en la roca, de algún elemento o mineral de interés (recursos geológicos). Implica una concentración desde un punto de vista geológico, sin necesariamente hablar de su potencial beneficio económico. Se entiende por yacimiento minero a un sector limitado de la corteza terrestre que posee concentraciones de minerales o elementos que tienen un potencial interés económico y que por lo tanto pueden ser extraídos generando un beneficio. En este contexto, un yacimiento es sinónimo de un depósito (Estudios Mineros del Peru SAC).

Se distinguen tipos de yacimientos según el producto que generan:

- **Yacimientos metálicos:** cobre, oro, plata, molibdeno, manganeso, hierro, plomo, zinc, etc.
  - **Yacimientos no metálicos:** sales, calizas, sílice o cuarzo, yeso, azufre, yodo, arcillas, etc.
  - **Yacimientos de combustibles fósiles:** carbón, antracita, esquistos bituminosos.
- **Mina:** Corresponde al lugar físico de la faena organizada que permite la extracción de un determinado mineral o elemento. Es una excavación hecha en la corteza terrestre con el propósito de extraer estos minerales. La excavación puede ser superficial (en rigor, diremos que está permanentemente expuesta a la superficie) o subterránea. También pueden coexistir ambos tipos (Estudios Mineros del Peru SAC).

## 4.2 Etapas de un proyecto minero

Se conoce como proyecto minero al conjunto de varias etapas, en cada una de las cuales se va mejorando el conocimiento del depósito para posterior aumentar el nivel de detalle. Las etapas generales de un proyecto minero son: prospección, exploración, desarrollo y explotación.

### 4.2.1 Prospección y exploración.

En la fase de prospección se realiza la caracterización de la ubicación de concentraciones anómalas de minerales, sean estos metálicos, no metálicos y fósiles.

En la etapa de exploración, se centra principalmente en determinar lo más precisamente posible, con la escasa información disponible, la extensión (volumen o tonelaje) y calidad (ley) del depósito, que nos darán claros indicios de su valor económico (Estudios Mineros del Peru SAC).

### 4.2.2 Desarrollo.

En la etapa de desarrollo se necesita realizar principalmente labores de acceso, preparación, explotación y otras auxiliares que en conjunto se vuelven actividades fundamentales para una explotación segura (Castro, 2008).

Según (Castro, 2008) entre las principales actividades que se llevan a cabo en esta etapa, se mencionan las siguientes:

#### **a. Labores mineras de acceso**

- **Pozo:** Es una labor de acceso vertical o inclinada, que parte de la superficie hasta el yacimiento. Su objetivo es permitir entrada a las labores de preparación y explotación y transporte.
- **Galería:** Es toda labor de comunicación en el interior de la mina.
- **Socavón:** Es una galería de acceso, horizontal o casi horizontal, que se abre en el propio yacimiento mineral desde la superficie.
- **Transversales:** Galería que corta el terreno normalmente a la dirección del yacimiento mineral.

#### **b. Labores mineras de preparación**

- **Chimenea:** Son labores verticales, que enlazan dos galerías de explotación o niveles para el paso de la ventilación. Se perforan por lo general de manera ascendente.
- **Coladero:** Son labores verticales o de mucha inclinación, que se utilizan para el paso de material hasta la estación de almacenamiento.
- **Frente de Explotación:** sitio donde se realiza la extracción del mineral.

#### **c. Labores mineras de explotación**

Depende de la dureza de la roca, de la forma y orientación del yacimiento mineral y del tipo de explotación que se utilizará.

#### **d. Labores mineras auxiliares**

- **Ventilación:** La ventilación de minas consiste en mantener la atmosfera a una composición, a una temperatura y a un grado de humedad compatible con la seguridad, la salud y el rendimiento del personal.
- **Transporte:** de esta actividad depende el funcionamiento óptimo en su mayoría, puesto que se necesita una amplia organización entre: el transporte del mineral en los tajos, galerías y pozos, el transporte en sentido contrario del material y el transporte del personal.

- **Desagüe o Bombeo:** Las fallas y las roturas de la explotación minera rompen la continuidad de las capas impermeables y llevan así las aguas al interior de la mina, su recogida se realiza mediante cunetas para luego ser conducidas a sumideros o estaciones de bombeo para su continua extracción a la superficie.

#### 4.2.3 Explotación.

Es considerada la última etapa de un proyecto minero en cuanto a actividades que se realizan directamente para la rentabilidad de minerales. Aquí se inicia de manera sostenida la alimentación a planta con importantes cantidades de mineral.

### 4.3 Explotación minera subterránea

Según (Tapia, 2017) los principios actuales que persiguen las excavaciones mineras, son los siguientes:

- Lograr generar un diseño de explotación que se acomode a la forma del cuerpo mineralizado.
- Maximizar la extracción del mineral de interés, minimizando el movimiento de material estéril.
- Poseer la capacidad de desestabilizar y reducir de tamaño las zonas que poseen valor económico (mena) y mantener estables las que actuarán como pilares estructurales del diseño minero.

Técnicamente se define a la explotación subterránea como: el conjunto de actividades, operaciones o trabajos que es necesario realizar para separar físicamente los minerales desde su ambiente natural y transportarlos hasta las instalaciones de procesamiento. Consiste, por lo tanto, en la ejecución secuencial de dos operaciones básicas: el arranque y el manejo de materiales (Ortiz, 2008).

- **Arranque:** Se denomina arranque al proceso de arrancar el mineral de la corteza terrestre. En la mayoría de los casos, esta operación se realiza haciendo detonar cargas explosivas emplazadas en huecos cilíndricos perforados en el macizo rocoso. Se distingue así entre las sub-operaciones de Perforación y Tronadura (Ortiz, 2008).
- **Movimiento o manejo de materiales:** Este proceso implica la ejecución combinada, en varias instancias, de las sub-operaciones de carguío y transporte (Ortiz, 2008).



### **4.3.1 Métodos de explotación subterránea.**

Los métodos de explotación subterránea pueden clasificarse principalmente en tres tipos dependiendo del tratamiento que se hace de la cavidad que deja la explotación (Ortiz, 2008).

- Métodos donde, tras la extracción del mineral, la cavidad queda soportada por las paredes del caserón o por pilares, sin un soporte adicional.
- Métodos donde se utiliza algún material para rellenar la cavidad de manera de permitir la continuidad de la operación.
- Métodos que consisten en sacar mineral al mismo tiempo que material de menor ley o estéril rellena la cavidad que se va generando.

Según (Estudios Mineros del Peru SAC) la forma de extracción del mineral y el tratamiento del hueco creado son los factores que definen, de alguna manera, el método de explotación, pudiendo distinguirse tres grandes grupos:

- Sostenimiento de los huecos con macizos (Ver Anexos).
  - Método de cámaras y pilares
  - Método de tajeo por subniveles
  - Método de cráteres invertidos
- Relleno o fortificación de los huecos (Ver Anexos).
  - Método de corte y relleno (ascendente o descendente)
  - Método de almacenamiento provisional
  - Método de entibación con cuadros
  - Método de tajeos largos
- Hundimiento controlado de los huecos (Ver anexos).
  - Método de hundimiento por subniveles
  - Método de hundimiento por bloques

### **4.4 Caracterización geomecánica de las rocas**

La descripción y clasificación física y mecánica de un macizo rocoso es de gran importancia debido al número de obras que sobre éstos se desarrollan, por tal motivo se hace necesario realizar una serie de estudios y pruebas con el fin de conocer las características del material sobre el cual se planea la obra de ingeniería (Muñoz, 2015).

#### 4.4.1 Características técnicas.

El estudio de las propiedades físico mecánicas de las rocas es fundamental para adentrarse en la solución de los problemas ya que un conocimiento insuficiente de las propiedades físico – mecánicas de las rocas y los procesos que se producen en ellas pueden tener graves consecuencias, como: frenar e impedir el acondicionamiento de un buen método de explotación. De los resultados de las propiedades físicas – mecánicas dependen muchos factores tales como: el diseño de explotación, el proceso de industrialización, su utilización, calidad, cantidad y tiempo de duración de los mismos (Muñoz, 2015).

Para el desarrollo del presente Trabajo de Fin de Titulación se utilizan los siguientes conceptos.

#### 4.4.2 Propiedades físicas de las rocas.

- a. **Densidad o Peso Específico ( $\rho$ ).** Se la define como la relación del peso de la parte dura de una determinada muestra de roca para el volumen ocupado por el mismo sin considerar los poros.

$$\rho = \frac{m}{V_d} \text{ (g/cm}^3\text{)}$$

Dónde:

- m = Peso de la parte dura de la roca (g.)
- Vd = Volumen de roca sin considerar los poros (cm<sup>3</sup>)

- b. **Peso volumétrico.** Es el peso que posee la unidad de volumen de la muestra de roca en estado natural incluyendo poros, fracturas, humedad, etc.

$$\gamma = \frac{m}{V} \text{ (g/cm}^3\text{)}$$

Donde:

- Peso de la parte dura de la roca (g).
- Volumen de roca en estado natural (cm<sup>3</sup>)

- c. **Adsorción de agua.** Es el porcentaje de agua que una roca es capaz de retener, en ciertas condiciones de ensayo, con respecto al peso de esa roca antes de haber efectuado el ensayo. Para la determinación de la absorción:

- Se pesa el material de secado, dando un peso P.

- Se introduce en agua a 20C, durante 24 horas.
- Posteriormente se pesa.

**d. Porosidad.** Es al espacio total (poros) comprendido dentro de la parte dura de la roca absolutamente seca. La magnitud total de porosidad de una roca se valora con el coeficiente de porosidad que es adimensional. Este coeficiente es igual a la relación del volumen de los poros para el volumen total de la muestra.

$$\eta = 1 - \frac{P}{\gamma}$$

Donde:

- P= peso específico (g/cm<sup>3</sup>)
- $\gamma$ = Peso volumétrico (g/cm<sup>3</sup>)

#### 4.4.3 Propiedades mecánicas de las rocas.

**a. Resistencia a la compresión ( $\delta_{comp}$ ).** Se define a la resistencia a la compresión como la característica de una roca de presentar resistencia a la rotura debida a la aplicación de tensiones normales a su superficie.

$$\delta_{comp} = \frac{P}{A} \text{ (kg/cm}^2\text{)}$$

Donde:

- P = Magnitud de tensión normal aplicada a la superficie (kg)
- A = Área de aplicación de la tensión (cm<sup>2</sup>).

**b. Índice de carga puntual ( $I_s$ ).** Se lo define como la relación entre la presión aplicada a una muestra en el ensayo de carga puntual para el cuadrado del diámetro de la muestra en la que se ha hecho este ensayo. Además este parámetro está completamente relacionado con la resistencia a la compresión simple.

$$I_s = \frac{P}{d^2} \text{ (kg/cm}^2\text{)}$$

Donde:

- P = Magnitud de tensión divergente aplicada a la superficie (kg)
- d = Diámetro de la muestra al cuadrado (cm<sup>2</sup>).

**CAPÍTULO 5**  
**TOMA DE DATOS DE CAMPO Y ANÁLISIS DE RESULTADOS**

## 5.1 Propiedades físico mecánicas de la roca caja

### 5.1.1 Peso específico.

El peso específico de un material está definido por el peso que ejerce un cuerpo sobre cada unidad de volumen. Se determina de la siguiente manera: En una balanza hidrostática se pesa primeramente la muestra al aire, luego se pesa la misma muestra sumergida en un recipiente lleno de agua en condiciones normales, obteniendo dos pesos diferentes (Tabla 1) los cuales se utilizan en la siguiente ecuación:

$$\rho = \frac{W_a}{(W_a - W_w)}$$

**Tabla 1** Datos de cálculos para peso específico de roca caja.

Peso de la muestra en el aire: W <sub>a</sub>		Peso de la muestra sumergida en agua: W <sub>w</sub>	
MC <sub>1</sub>	10.96 g	MC <sub>1</sub>	6.85 g
MC <sub>2</sub>	8.93 g	MC <sub>2</sub>	5.55 g

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

A continuación aplicamos la fórmula para calcular MC<sub>1</sub>:

$$\rho = \frac{10.96 \text{ g}}{(10.96 \text{ g} - 6.85 \text{ g})} = \frac{10.96 \text{ g}}{4.11 \text{ g}}$$
$$\rho = 2.67 \text{ g/cm}^3$$

A continuación aplicamos la fórmula para calcular MC<sub>2</sub>:

$$\rho = \frac{8.93 \text{ g}}{(8.93 \text{ g} - 5.55 \text{ g})} = \frac{8.93 \text{ g}}{3.38 \text{ g}}$$
$$\rho = 2.64 \text{ g/cm}^3$$

El peso específico promedio de la roca caja será:

$$\rho = \frac{MC_1 + MC_2}{2} = \frac{2.67 \text{ g} + 2.64 \text{ g}}{2}$$
$$\rho = 2.66 \text{ g/cm}^3$$

### 5.1.2 Peso volumétrico.

Es el peso que tiene una roca en estado inalterado por cada unidad de volumen. Para determinar se procede de la siguiente manera: pesamos la muestra de roca al aire libre, parafinamos la muestra y la pesamos al aire, en un recipiente lleno de agua a condiciones normales en una balanza hidrostática se sumerge la muestra y se obtiene su peso sumergido (Tabla2).

**Tabla 2** Datos para cálculo de peso volumétrico de roca caja.

Muestra	Peso de la muestra en el aire: G	Peso de la muestra + Parafina: G1	Peso de la muestra + Parafina sumergida en agua: G2
MC <sub>1</sub>	9.12 g	9.42 g	5.76 g
MC <sub>2</sub>	10.96 g	11.75 g	6.82 g

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

Para su cálculo aplicamos la siguiente ecuación:

$$\gamma = \frac{B * e * G}{e(G1 - G2) - B(G1 - G)}$$

Dónde:

- B: peso específico del agua = 1
- e : peso específico de la parafina = 0.89
- G: peso de la muestra en el aire
- G1: peso de la muestra parafinada
- G2: peso de la muestra parafinada sumergida en agua

El peso volumétrico para la muestra MC<sub>1</sub>:

$$\gamma = \frac{B * e * G}{e(G1 - G2) - B(G1 - G)} = \frac{1 * 0.89 * 9.12}{0.89(9.42 - 5.76) - 1(9.42 - 9.12)} = \frac{8.12}{2.96}$$

$$\gamma = 2.75 \text{ g/cm}^3$$

El peso volumétrico para la muestra MC<sub>2</sub>:

$$\gamma = \frac{B * e * G}{e(G1 - G2) - B(G1 - G)} = \frac{1 * 0.89 * 10.96}{0.89(11.75 - 6.82) - 1(11.75 - 10.96)} = \frac{9.75}{3.87}$$

$$\gamma = 2.51 \text{ g/cm}^3$$

El peso volumétrico promedio de la roca caja será:

$$\gamma = \frac{MC_1 + MC_2}{2} = \frac{2.75g + 2.51g}{2}$$
$$\gamma = 2.63 \text{ g/cm}^3$$

### 5.1.3 Porosidad.

Es la relación que existe entre los espacios vacíos o huecos que contiene una roca completamente seca, esta propiedad se la mide mediante un coeficiente adimensional y se calcula con la siguiente fórmula:

$$\varepsilon = 1 - \frac{\gamma}{\rho} = 1 - \frac{2.63}{2.66}$$
$$\varepsilon = 0.01$$

### 5.1.4 Esponjamiento.

El esponjamiento es el cambio de volumen que sufre la roca por efecto de voladura, ya que la roca aumentara su volumen con respecto al que tenía en el macizo rocoso. El esponjamiento se determinó mediante la relación entre el volumen en el macizo (V) y el volumen luego de la voladura (Ve). Para calcular coeficiente de esponjamiento se utiliza la siguiente fórmula:

$$K_e = \frac{V_e}{V} = \frac{4.64}{3.12}$$
$$K_e = 1.48 \text{ adimensional}$$

## 5.2 Propiedades físico mecánicas de la veta (mineral)

### 5.2.1 Peso específico.

Los datos para la determinación del peso específico de la veta-mineral se presenta en la Tabla 3.

**Tabla 3** Datos de cálculo para peso específico de veta

Muestra	Peso de la muestra en el aire: $W_a$	Peso de la muestra sumergida en agua: $W_w$
MV <sub>1</sub>	24.42 g	15.13 g
MV <sub>2</sub>	9.00 g	5.51 g

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

Cálculo para el MV<sub>1</sub>:

$$\rho = \frac{W_a}{(W_a - W_w)} = \frac{24.42 \text{ g}}{(24.42 \text{ g} - 15.13 \text{ g})} = \frac{24.42 \text{ g}}{9.29 \text{ g}}$$
$$\rho = 2.63 \text{ g/cm}^3$$

Calculo para el MV<sub>2</sub>:

$$\rho = \frac{W_a}{(W_a - W_w)} = \frac{9.00 \text{ g}}{9.00 \text{ g} - 5.51 \text{ g}} = \frac{9.00 \text{ g}}{3.49 \text{ g}}$$
$$\rho = 2.58 \text{ g/cm}^3$$

El peso específico promedio de la veta es:

$$\rho = \frac{MC_1 + MC_2}{2} = \frac{2.63 \text{ g} + 2.58 \text{ g}}{2}$$
$$\rho = 2.61 \text{ g/cm}^3$$

Peso volumétrico

Los datos para determinar el peso volumétrico de la veta-mineral se presenta en la Tabla 4.

**Tabla 4** Datos de cálculo para peso volumétrico de la veta

Muestra	Peso de la muestra en el aire: G	Peso de la muestra + Parafina: G1	Peso de la muestra + Parafina sumergida en agua: G2
MV <sub>1</sub>	24.42 g	25.03 g	14.83 g
MV <sub>2</sub>	9.15 g	9.42g	5.55 g

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

El valor del peso volumétrico para veta-mineral MV<sub>1</sub> es:

$$\gamma = \frac{B * e * G}{e(G1 - G2) - B(G1 - G)} = \frac{1 * 0.89 * 24.42}{0.89(25.03 - 14.83) - 1(25.03 - 24.42)} = \frac{21.73}{8.47}$$
$$\gamma = 2.57 \text{ g/cm}^3$$



El valor del peso volumétrico para veta-mineral MV<sub>2</sub> es:

$$\gamma = \frac{B * e * G}{e(G_1 - G_2) - B(G_1 - G)} = \frac{1 * 0.89 * 9.15}{0.89(9.42 - 5.55) - 1(9.42 - 9.15)} = \frac{8.14}{3.17}$$

$$\gamma = 2.57 \text{ g/cm}^3$$

El peso volumétrico promedio de la veta-mineral es:

$$\gamma = \frac{MC_1 + MC_2}{2} = \frac{2.57\text{g} + 2.57\text{g}}{2}$$

$$\gamma = 2.57 \text{ g/cm}^3$$

### 5.2.2 Porosidad.

La porosidad de la veta es:

$$\varepsilon = 1 - \frac{\gamma}{\rho} = 1 - \frac{2.57}{2.61}$$

$$\varepsilon = 0.015$$

### 5.2.3 Esponjamiento.

El esponjamiento para el material de veta-mineral es:

$$K_e = \frac{V_e}{V} = \frac{4.64}{3.12}$$

$$K_e = 1.48$$

## 5.3 Parámetros de carga puntual y compresión simple en roca caja y mineral

Para la realización de este ensayo se utilizó el esclerómetro y se obtuvo los siguientes datos de resistencia al rebote de la superficie de la roca ensayada (Tabla 5).

**Tabla 5** Datos de rebote del martillo de Smith.

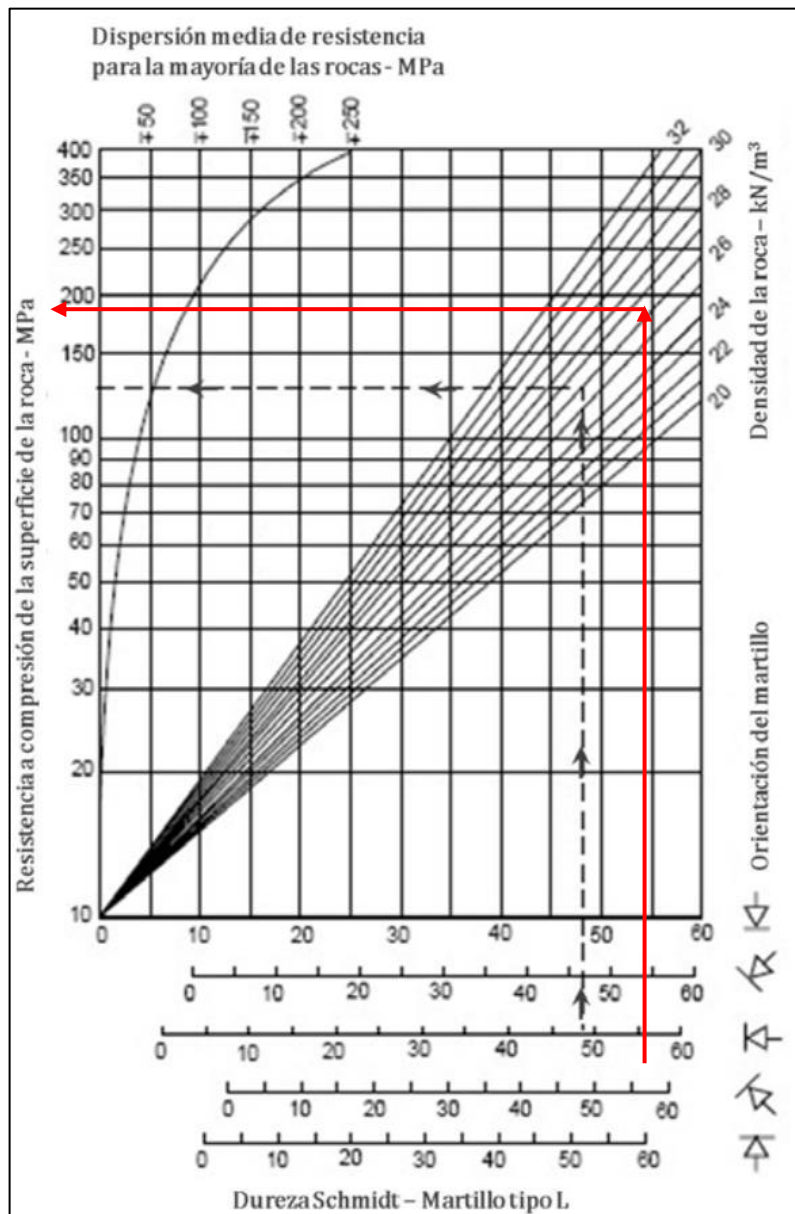
Datos de rebote del Martillo de Smith									
Lectura	Rebote	Lectura	Rebote	Lectura	Rebote	Lectura	Rebote	Lectura	Rebote
1	59	7	59	13	60	19	55	25	55
2	58	8	60	14	67	20	60	26	64
3	61	9	60	15	65	21	64	27	57
4	60	10	58	16	64	22	57	Promedio = 60	
5	65	11	54	17	57	23	59		
6	58	12	60	18	59	24	60		

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

La densidad de la roca en  $\text{KN/m}^3$  se lo determina de la siguiente manera. El peso específico (densidad) promedio entre la roca caja y la veta-mineral es de  $2.64 \text{ gr/cm}^3$ , que será igual a  $2640 \text{ Kg/m}^3$ . Para convertir de  $\text{kg/m}^3$  a  $\text{KN/m}^3$  se multiplica por  $0.00980665$ . Por lo tanto la densidad de la roca será  $25,88 \text{ KN/m}^3$ .

El valor promedio de la resistencia al rebote y de la densidad de la roca se los lleva al gráfico de Miller (Figura 4), obteniéndose el valor de resistencia a compresión para el material ensayado



**Figura 4** Gráfico de correlación para el martillo Schmidt entre resistencia a compresión, densidad de la roca y rebote.

Fuente: Miller (1965)

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

De acuerdo al Grafico de Miller, 1965 la resistencia de la compresión de la superficie de la roca es de 205 Mpa, en base a la clasificación ISRM, 19786c (Tabla 6) se determina que la roca es Muy dura.

**Tabla 6** Clasificación de la roca según ISRM

Descripción	Resistencia a compresión
Extremadamente blanda	< 1 MPa
Muy blanda	1 – 5 MPa
Blanda	5 – 25 MPa
Moderadamente blanda	25 – 50 MPa
Dura	50 – 100 MPa
Muy dura	100 -250 MPa
Extremadamente dura	> 250 MPa

Fuente: Lozano (sf)

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

#### 5.4 Comparación de propiedades físico-mecánicas entre roca caja y mineral

**Tabla 7** Comparación de propiedades físico-mecánicas entre roca caja y mineral

Propiedad	Roca caja	Roca mineral
Peso específico (g/cm <sup>3</sup> )	2.66	2.61
Peso volumétrico (g/cm <sup>3</sup> )	2.63	2.57
Porosidad (adimensional)	0.01	0.015
Esponjamiento (adimensional)	1.48	1.48

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

#### 5.5 Datos recopilados de labores mineras en la EMIREIFA S.A.

##### 5.5.1 Descripción actual de la mina.

La empresa minera Reina de Fátima "EMIREIFA", ha venido realizando labores de exploración-explotación, del yacimiento desde el año 1995, por lo que gran parte de la mina se encuentra ya explotada, sin embargo, ante el tipo de yacimiento vetiforme, existente en la zona, existen bloques, y zonas aun no exploradas con alto interés debido a las correlaciones

más superficiales de otras labores mineras que aquí se encuentran. Debido a esto el presente proyecto de investigación, se enfoca al denominado "Sector 4" (Figura 5).



**Figura 5** Galería, Frente 4.  
Fuente: Gonzalo Mora Mora  
Elaboración: Gonzalo Mora Mora

Este sector se encuentra en el frente más profundo, aproximadamente a 2000 m de la boca mina (Figura 6). El socavón principal para llegar a dicho sector tiene alrededor de 2.10 m de alto por 1.50 m de ancho (Figura 7), y se encuentra sobre la cota 990 msnm.



**Figura 6** Bocamina EMIREIFA S.A  
Fuente: Gonzalo Mora Mora  
Elaboración: Gonzalo Mora Mora

En este yacimiento las vetas se extraen mediante corte y relleno, las mismas que se encuentran con una dirección Norte - Sur, y buzamientos que varían entre los 55° a 70°, con espesores que oscilan entre los 0.50 y 1.10 m, existen casos puntuales en los que dichas estructuras adoptan espesores relativamente bajos, en algunos casos hasta espesores milimétricos debido a fallas locales presentes en el yacimiento.

### **5.5.2 Preparación de labores.**

A partir del socavón principal con dirección Sur a Norte se desprenden galerías secundarias llamadas también laterales o corta vetas con direcciones hacia el Este u Oeste. Estas galerías atraviesan perpendicularmente las estructuras.

Una vez realizado el corte de la veta, se vuelve a franquear la galería tomando el rumbo de la misma hasta delimitar bloques o zonas con mineralizaciones económicamente rentables, que estén por encima de la ley de corte establecida por la empresa. De esta manera contribuir al desarrollo financiero obteniendo una rentabilidad que permita seguir realizando exploraciones sin necesidad de recurrir al endeudamiento.

Luego en las zonas donde existe los denominados clavos, (término que el minero artesanal utiliza para referirse a las franjas verticales mineralizadas de alto valor), se franquean chimeneas siguiendo el buzamiento de la estructura, para lo cual ascienden aproximadamente 80 m; o, a su vez hasta donde la mineralización sea continua, delimitando así la estructura por niveles aproximadamente de 30 a 40 m, que facilitan el transporte de material como el traslado de los equipos necesarios para labores de perforación y voladura de las ventanillas de la chimenea.

## **5.6 Descripción de operaciones unitarias EMIREIFA S.A.**

### **5.6.1 Barrenado.**

Esta actividad la realizan dos personas: el perforista u operador del martillo neumático y un ayudante con la supervisión del jefe de mina. En la perforación se utiliza las perforadoras roto percusivas neumáticas de fabricación CHINA modelo YT27; por su bajo costo, rapidez, peso y menor requerimiento de aire; el diámetro de los barrenos y brocas generalmente son de 32 y 36 mm por 1.20 m de largo; la perforación se realiza siguiendo un diseño de voladura preestablecido (Figura 13). El movimiento del martillo perforador se logra por la inyección de

aire comprimido desde el compresor. El aire del compresor es almacenado a un pulmón (presión = 110 – 125 psi) por medio de mangueras adecuadas de 2” de diámetro y finalmente lo envía hasta el lugar donde se encuentra el frente de trabajo con mangueras de 1” de diámetro.

### **5.6.2 Limpieza (sopleteo) de los huecos perforados.**

Terminado el barrenado con el número de perforaciones que sean necesarios para el avance, se procede a sopletear con la ayuda de una manguera inyectada con aire comprimido en la boca del hueco para que los detritus producto del trabajo realizado sean evacuados. En caso de existir obstáculos más grandes como pedazos de roca se retirará con cucharilla. Para este trabajo el operador dispone de toda la protección necesaria para evitar cualquier lesión.

### **5.6.3 Cargado, encendido y voladura.**

Realizada la limpieza de los huecos se procede al cargado de cada uno de ellos, esto debe ser realizado con el mayor cuidado posible para evitar cualquier tipo de accidente. Los insumos utilizados son los siguientes: explogel III, mecha de seguridad, fulminante ordinario, nitrato de amonio. Luego se procede al encendido de las cargas, para lo cual se efectúa con mecha lenta con una longitud aproximada de 1.50 metros fuera de la cala para garantizar la seguridad del trabajador quien emplea lámpara de carburo en el encendido, al final se obtiene los detritos-escombros del material producto de la voladura (Figura 7).



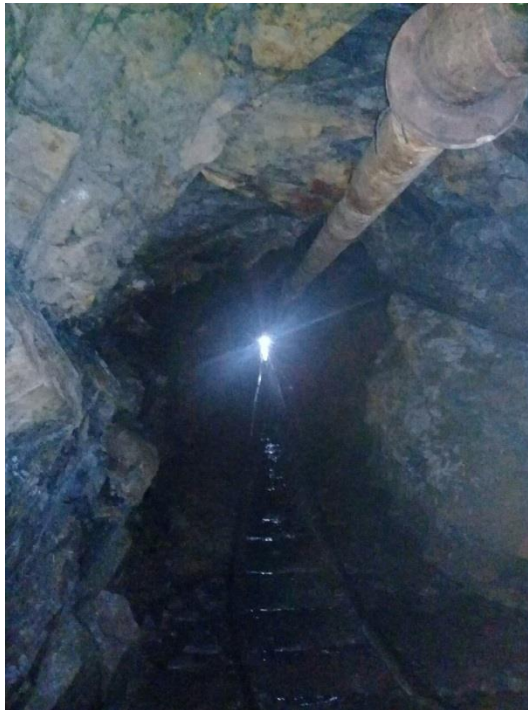
**Figura 7** Producto de la voladura en el frente 4

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

#### **5.6.4 Ventilación.**

Para ventilar se inyecta aire fresco impulsado desde los compresores, a través de tuberías rígidas de 4 y 6 pulgadas de diámetro (Figura 8), y tuberías de PVC de 4 pulgadas de diámetro. En el frente donde se ejecuta la presente investigación posee una chimenea con comunicación hacia la superficie, lo que permite que ingrese aire desde la misma, y se logra una ventilación natural muy buena.



**Figura 8** Tubería para sistema de ventilación

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

#### **5.6.5 Desguinche.**

Se realiza el retiro de material suelto e inestable producto de la voladura en el techo, en las paredes (contorno de la galería) o piedras sueltas en la pila de escombros. El operador efectúa esta actividad con una barretilla.

#### **5.6.6 Fortificación.**

La roca encajante es competente con estabilidad natural y no necesita fortificación, es necesaria la fortificación cuando se atraviesa sectores de fallas, rellenos antiguos. Se han entibado determinados sectores, los cuales garantizan la integridad de los trabajadores y la



permanencia de los trabajos de la sociedad; la disposición geométrica de las fortificaciones son en cuadros con dos pilares y una cumbrera los mismos que están dispuestos a 1.20 m uno de otro y cubiertas las paredes por un encostillado y el techo por cumbreras de madera para evitar posibles deslizamiento de trozos de roca fracturada.

### **5.6.7 Transporte.**

En los niveles principales o galería principal el transporte se lo realiza mediante locomotoras que arrastran los vagones llenos de material sobre rieles metálicos. En el caso de rebajes inclinados el material es llevado desde los frentes de trabajo hacia ellos por carretillas para luego caer naturalmente por gravedad hacia los buzones de acumulación de mineral. En los dos casos anteriormente mencionados, el material acumulado en los buzones es trasegado hacia superficie por los siguientes medios: vagones sobre rieles accionados por locomotoras provistas con un panel de batería, cuya capacidad de arrastre es de 6 a 8 vagones de una tonelada de mineral, siendo la gradiente promedio de 1.5%.



**Figura 9** Transporte de material

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora



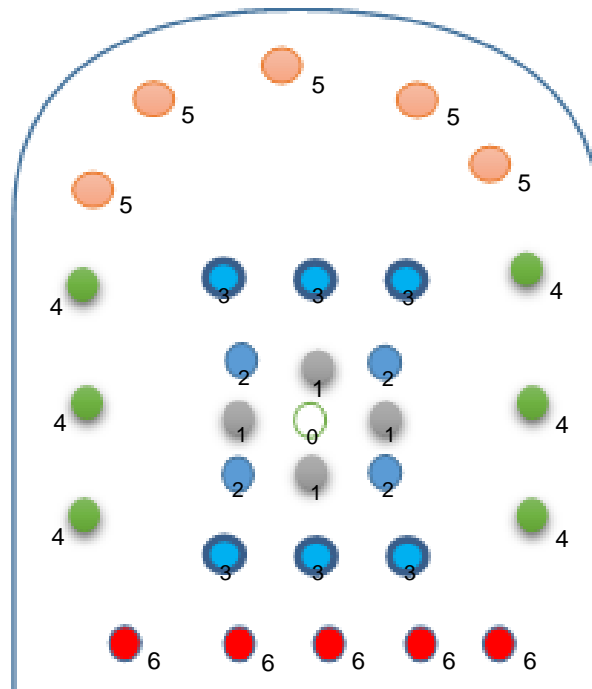
## 5.7 Galería principal o de nivel

### 5.7.1 Forma y dimensiones de la galería.

Estas galerías tienen forma rectangular y el techo posee una forma abovedada, debido a gran resistencia que presenta la roca no se necesita fortificación salvo en las zonas de falla que son mínimas. Las galerías tienen dimensiones de 1.50 m de ancho por 2.10 m de alto, siendo su área o sección de galería de 3.15 m<sup>2</sup>.

### 5.7.2 Diagrama de perforación.

La malla de perforación tiene 31 barrenos los cuales se distribuyen como se muestra en la Figura 10 y el tipo de barreno se indica en la Tabla 8.



**Figura 10** Esquema de la malla de perforación

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

**Tabla 8** Distribución de barrenos

Total barrenos	Tipo de barrenos	Nomenclatura
1	desfogue	0
4	cuele	1
4	contracuele	2
6	destroza	3

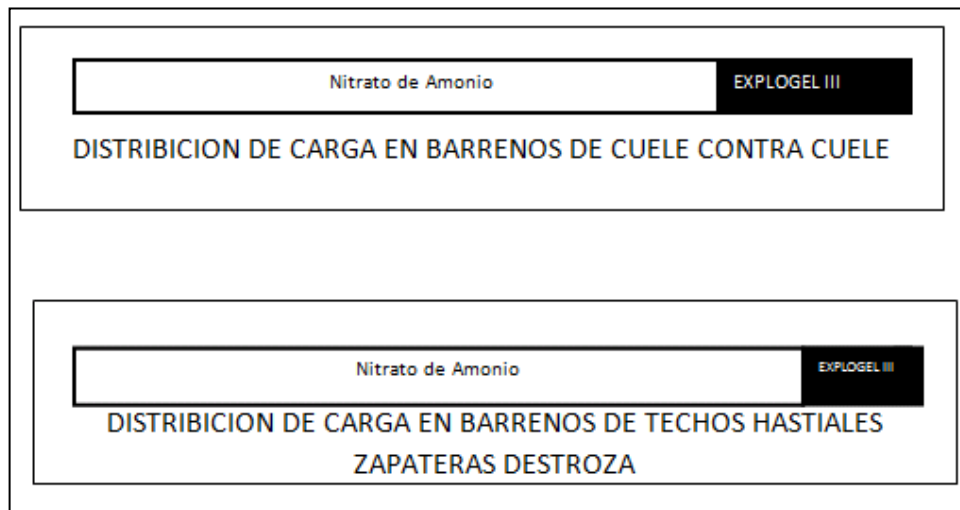
6	hastiales	4
5	techo	5
5	zapateras	6
<b>Total de barrenos: 31</b>		

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

### 5.7.3 Distribución y consumo de explosivos en el barreno.

Los explosivos utilizados son explogel tipo III, como carga de fondo, y como carga de columna nitrato de amonio (Figura 11). En la cuña se carga doble cartucho de explogel III mientras que en el resto de barrenos únicamente un solo cartucho.



**Figura 11** Distribución de la carga en el barreno.

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

El Explogel tiene un peso de 50.35 gr, el Nitrato de amonio tiene un peso de 137.67 gr, el consumo de explosivos se detallan en la Tabla 9 y 10

**Tabla 9** Consumo total de explosivos

Tipo de barreno	# de barrenos	Carga de columna (Qp) Gramos	Carga de fondo (Qb) Gramos
desfogue	1	Barrenos vacíos - Sin carga	
cuele	4	$3 \times 4 \times 137.67 = 1652.04$	$2 \times 4 \times 50.35 = 402.80$
contracuele	4	$3 \times 4 \times 137.67 = 1652.04$	$2 \times 4 \times 50.35 = 402.80$
destroza	6	$3 \times 6 \times 137.67 = 2478.06$	$1 \times 6 \times 50.35 = 302.10$

hastiales	6	3 x 6 x 137.67 = 2478.06	1 x 6 x 50.35 = 302.10
techo	5	3 x 5 x 137.67 = 2065.05	1 x 5 x 50.35 = 251.75
zapateras	5	3 x 5 x 137.67 = 2065.05	1 x 5 x 50.35 = 251.75
Total	31	<b>Total: 12390.30</b>	<b>Total: 1913.30</b>

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

**Tabla 10** Consumo de fulminante

Fulminante	Mecha Lenta (m)	Conectores
<b>1 Por barreno cargado</b>	1.50	1 Por barreno cargado
<b>Total: 30</b>	Total: 45m	Total: 30

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

En la Tabla 11 se indica el Avance real con respecto a la longitud del barreno que se realiza en la actualidad en los trabajos de minería subterránea en la EMIREIFA S.A.

**Tabla 11** Longitud de barrenos

Longitud del barreno	<b>Lb</b>	<b>1.20 m</b>
Rendimiento de barreno	Rp	94 %
Longitud real de perforación	Lp	1.12 m
Rendimiento de la voladura	Rv	88%
Avance real	Ar	0.99 m

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

Se detalla a continuación la determinación de los costos que la EMIREIFA S.A. posee actualmente en su jornada de trabajo.

➤ Carga Total (Q Tot)

$$Q_{tot} = Q_p + Q_b$$

$$Q_{tot} = 12,390.30 \text{ gr} + 1,913.30 \text{ gr}$$

$$Q_{tot} = 14,303.60 \text{ gr} = 14.303 \text{ kg}$$

- Volumen de la voladura (Vv)

$$Vv = A * Ar$$

$$Vv = 3.15 \text{ m}^2 \times 0.99 \text{ m}$$

$$Vv = 3.12 \text{ m}^3$$

- Tonelaje

$$Tn = Vv * \rho$$

$$Tn = 3.12 \text{ m}^3 * 2.6 \text{ Tn/m}^3$$

$$Tn = 8.11 \text{ Tn}$$

- Carga específica (q)

$$Q = Qtot / Vv$$

$$Q = 14.303 \text{ kg} / 3.12 \text{ m}^3$$

$$Q = 4.58 \text{ kg/m}^3$$

- El costo de la carga explosiva se presenta en la Tabla 12.

**Tabla 12** Costo de carga explosiva

Sustancia	Cantidad	Precio (\$)	Costo total (\$)
Explogel III	1.913 kg	5.60	10.71
Nitrato de amonio	12.39 kg	0.50	6.195
Fulminantes	30 u	0.85	25.50
Mecha lenta	45 m	0.20	9.00
Conectores	30 u	0.52	15.60
Total			<b>\$ 67.01</b>

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

- Costo de explosivos por metro de avance

$$\text{Costo/metro} = \$ 67.01 / 0.99 \text{ m}$$

$$\text{Costo/metro} = 67.68 \text{ \$/m}$$

- Costo de mano de obra diario (trabajadores) del Frente 4 (Tabla 13)

**Tabla 13** Costo de mano de obra de los trabajadores.

Personal	Cantidad	Precio (\$)	Total (\$)
Perforista	1	30.00	30.00
Ayudante	1	20.00	20.00

Cargadores	4	20.00	80.00
Locomotorista	1	20.00	20.00
Supervisor	1	35.00	35.00
<b>Total</b>			<b>\$ 185.00</b>

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

➤ Costo total por voladura

**Tabla 14** Costo total por pega

Insumos	Costo (\$)
Explosivos	67.005
Personal	185.00
<b>Total de costo</b>	<b>252.01</b>

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

## 5.8 Rendimiento real del trabajo

El trabajo se lo realiza en un solo turno y dividido en dos etapas: la *perforación* y *voladura* que la realizan dos personas el perforista y un ayudante, la otra la realizan cinco personas en el *carguío* y *transporte*.

$$R_{rt} = \frac{(Tnv * K_e)}{h}$$

Dónde:

- Tnv= Tonelaje de la voladura
- $K_e$  = coeficiente de esponjamiento
- h = número de horas en las que se realiza el trabajo

$$R_{rt} = \frac{(8.11Tn * 1.41)}{6} = \frac{11.43}{6}$$

$$R_{rt} = 1.90 \text{ Tn/h}$$

## 5.9 Producción diaria

$$P_d = R_{rt} * h = 1.90 \text{ Tn} * 6$$

$$P_d = 11.43 \text{ Tn/día}$$

## 5.10 Índice de trabajo

$$\text{Índice de Trabajo o Norma} = \frac{P_d}{N_{pt} * N_t}$$

Dónde:

- $P_d$ : Producción diaria

- $N_{pt}$ : Número de personas por turno
- $N_t$ : Número de turnos trabajados para la producción diaria

$$\text{Índice de Trabajo o Norma} = \frac{11.43 T}{8 \times 1}$$

$$\text{Índice de Trabajo o Norma} = 1.43 T \cdot \text{Persona}$$

### 5.11 Tiempos empleados en las operaciones unitarias

**Tabla 15** Tiempos empleados en operaciones unitarias

Tiempos empleados					
Día	Perforación (min)	Voladura (min)	Desquinche (min)	Carguío (min)	Transporte (min)
1	168	15	19	135	19
2	185	14	23	128	20
3	159	16	10	143	19
4	179	13	15	131	22
5	182	15	16	145	18
Promedio	174.6	14.6	16.6	136.4	19.6
Suma total					361.8 min = 6 horas

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

**CAPÍTULO 6**  
**PROPUESTA AL SISTEMA DE EXTRACCIÓN DE MINERAL**

## 6.1 Galería de nivel

### ➤ Forma

Al igual que en la explotación actual la forma de la galería será rectangular debido a la facilidad de fortificación en zonas de fractura, además que la dureza de la roca permite la utilización del método. Las dimensiones de la galería se realizan con datos obtenidos en el sistema actual de explotación:

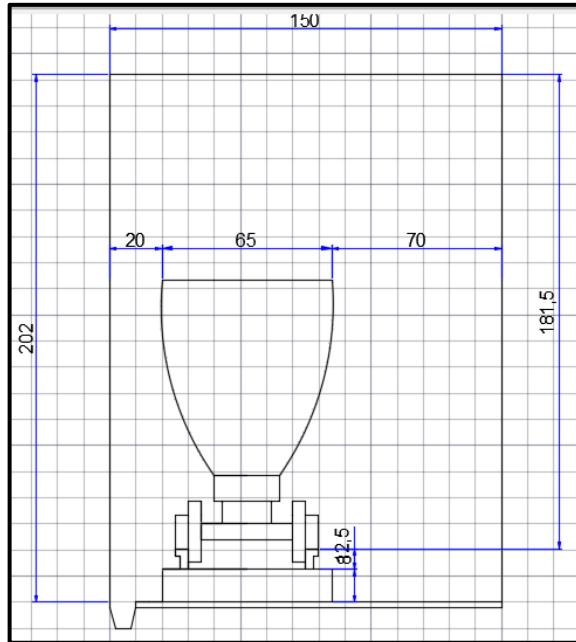
**Tabla 16** Datos de propuesta para galería

Descripción	Simbología	Distancia (cm)
Ancho entre rieles	ar	60.00
Altura de riel	arhr	8.00
Altura del durmiente	hd	12.50
Distancia de seguridad	n	20.00
Distancia de seguridad	m	20.70
Ancho de los vagones	B	60.00
Altura de los vagones	hv	75.00
Altura del borde del riel al techo	hrt	2.02
Altura del piso al durmiente	gr	2.00

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora





**Figura 12** Galería de nivel propuesta

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

➤ Sección:

$$A = h \times a$$

$$A = 1.50 \text{ m} \times 2.10 \text{ m}$$

$$A = 3.15 \text{ m}^2$$

➤ Sección Óptima

$$A_{op} = (h + d_c + c) \times (2a + 2d_p)$$

$$A_{op} = (2.10 \text{ m} + 0.10 \text{ m} + 0.05 \text{ m}) \times (1.70 \text{ m} + 0.20 \text{ m})$$

$$A_{op} = 3.82 \text{ m}^2$$

$d_c$  = diámetro del cumbrero

$c$  = encostillado

$d_p$  = diámetro del poste

➤ Sección de Voladura

$$S_{vol} = 1.07 \text{ m} \times 3.82 \text{ m}$$

$$S_{vol} = 4.08 \text{ m}^2$$

- Volumen de la voladura (Vv)

$$Vv = A \cdot Ar$$

$$Vv = 4.08 \text{ m}^2 \times 0.99 \text{ m}$$

$$Vv = 4.04 \text{ m}^3$$

- Tonelaje

$$T = Vv \cdot \rho$$

$$Tn = 4.04 \text{ m}^3 \cdot 2.6 \text{ T/m}^3$$

$$T = 10.50 \text{ T}$$

## 6.2 Diagrama de Perforación

Para realizar el diagrama de perforación se utilizará tipo cuele quemado el cual consiste en dejar uno o más barrenos sin carga para que actúen como cargas libres en la voladura.

### 6.2.1 Cálculo del diámetro del barreno central.

$$H = \left( \frac{D_h + 16.51}{41.67} \right) \times 0.95$$

Dónde:

- H: profundidad del barreno en (m)
- D<sub>h</sub>: diámetro del barreno en (mm)

$$H = \left( \frac{D_h + 16.51}{41.67} \right) \times 0.95$$

$$D_h = \left( \frac{(1.12 \times 41.67) - 16.51}{0.95} \right)$$

$$D_h = 31.74 \text{ mm}$$

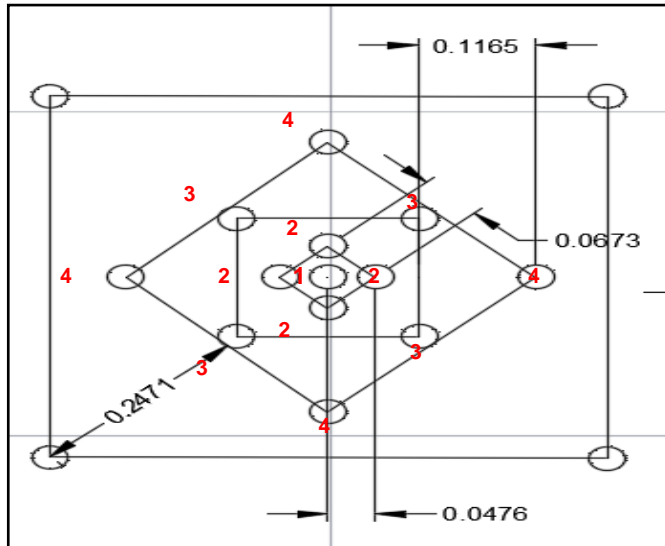
### 6.2.2 Diseño del diagrama de perforación según manual EXSA.

Tabla 17 Diagrama perforación según manual EXSA

COD	Barrenos	Burde		Cuadro	
		Valor de burde (b)	Dist. (cm)	Lado del cuadro (sc)	Dist. (cm)
1	Cuele	B1= 1.5 x Dh	4.76	Sc1= B1 x √2	6.73
2	Contracuele 1	B2= B1 x √2	9.52	Sc2= 1.5 x B2 x √2	20.19
3	Contracuele 2	B3= 1.5 x B2 x √2	11.65	Sc3= 1.5 x B3 x √2	24.11
4	Contracuele 3	B4= 1.5 x B3 x √2	24.71	Sc4= 1.5 x B4 x √2	52.42

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora



**Figura 13** Diseño de cuele y contra cuele.

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

### 6.2.3 Número de barrenos perforados.

Para el cálculo de barrenos perforados utilizaremos los siguientes parámetros

**Tabla 18** Parámetros para cálculo de número de barrenos

Descripción	Valor
Densidad del explosivo ( $SG_e$ )	1.10 g/cm <sup>3</sup>
Peso específico de la roca ( $SG_r$ )	2.61 g/cm <sup>3</sup>
Diámetro del explosivo ( $D_e$ )	28 mm

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

➤ Cálculo de barrenos:

$$B = 0.012 \left[ \left( \frac{2 \times SG_e}{SG_r} \right) + 1.5 \right] D_e$$

**Tabla 19** Cálculo de parámetros de los barrenos

	<b>Burden (B)</b>	<b>Espaciamiento (S)</b>	<b>Retacado (T)</b>	<b>Número de barrenos del techo (N)</b>
Piso	$0.012 * \left[ \left( 2 * \frac{1.10}{2.61} \right) + 1.5 \right] * 28$ = 0.78 m	1.1*B= 0.85	0.2*B = 0.156	a/s = 1.91 = 2 espacios = 3 perforaciones
Techo	$0.012 * \left[ \left( 2 * \frac{1.10}{2.61} \right) + 1.5 \right] * 28$ = 0.78 m	1.1*B= 0.85	0.2*B = 0.156	a/s = 1.91 = 2 espacios = 3 perforaciones
Hastiales	$0.012 * \left[ \left( 2 * \frac{1.10}{2.61} \right) + 1.5 \right] * 28$ = 0.78 m	1.1*B= 0.85	T = B = 0.78	h/s = 2.10/2.85 = 2.47 espacios = 3 perforaciones
Destroza	$0.012 * \left[ \left( 2 * \frac{1.10}{2.61} \right) + 1.5 \right] * 28$ = 0.78 m	1.1*B= 0.85	0.5*B = 0.39	h/s = 2.10/2.85 = 2.47 espacios = 3 perforaciones

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

### 6.3 Cálculo de número de barrenos mediante software

El número de barrenos es calculado en este caso tomando en consideración la dureza de la roca, el espaciamiento entre los barrenos, el tipo de arranque es en cuña como se observa en la Figura 14.

La dureza de la roca es tenaz debido a que la resistencia a la compresión simple es de 210 MPa y la distancia entre taladros es la mínima debido a que el producto se obtiene una granulometría más fina.

Labor/Zona : Frente 4  
 Fecha : 05/09/2017

DATOS :  
 Ancho de la Sección : 2.10 m.  
 Altura de la Sección : 1.50 m.

COEFICIENTES:  
 Coeficiente de roca : 2.00 m.  
 Distancia entre taladros : 0.40 m.  
 Tipo de Arranque : cuña en V, 01 Taladro de Alivio

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)	DISTANCIA ENTRE TALADROS (m)
TENÁZ	2.00	0.50 a 0.55
INTERMEDIA	1.50	0.60 a 0.65
FRIABLE	1.00	0.70 a 0.75

RESULTADOS :  
 Perímetro : 6.73 m.  
 Área de la Sección : 2.83 m.<sup>2</sup>  
 Número de Taladros : 22

DISTRIBUCIÓN DE TALADROS :  
 Arranque : 3.0      Cuadradores : 1.0  
 Ayudas : 7.0      Arrastre : 5.0  
 Alzas : 6.0

Programado por: Edison J. Rosas Quispe

Figura 14 Cálculo de número de barrenos utilizando software

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

### 6.3.1 Análisis entre el cálculo de numero de barrenos mediante ecuaciones y el calculado por el software.

El número de barrenos calculado mediante ecuaciones es de 19 y el número de barrenos calculado con el software es de 22 por lo que ambos métodos se correlacionan y el costo que se genera es similar, por lo cual el número de barrenos oscilará entre 19 y 22.

Tabla 20 Datos para cálculo de cantidad de sustancia explosiva

Datos para cálculo de cantidad de sustancia explosiva			
Longitud de barreno	(L <sub>b</sub> )	1.20	m
Rendimiento de la perforación	(R <sub>p</sub> )	95	%
Longitud real de la perforación	(L <sub>p</sub> )	1.12	m
Rendimiento de la voladura	(R <sub>v</sub> )	95	%
Avance real	(A <sub>r</sub> )	0.99	m
Diámetro de la perforación	(d <sub>h</sub> )	36	mm
Masa de 1 cartucho de Emulsión 720	(m <sub>e</sub> )	0.10	Kg
Masa de 1 cartucho de nitrato de amonio	(m <sub>nit</sub> )	0.13	Kg
Longitud de 1 cartucho de Emulsión 720	(L <sub>e</sub> )	17.78	cm

Datos para cálculo de cantidad de sustancia explosiva			
Longitud de retacado de los barrenos del piso	( $T_p$ )	0.156	m
Longitud de retacado de los barrenos de hastiales	( $T_h$ )	0.78	m
Longitud de retacado de los barrenos del techo	( $T_t$ )	0.156	m
Longitud de retacado de los barrenos de destroza	( $T_d$ )	0.39	m
Longitud de retacado del cuele y contra cuele	( $T_c$ )	0.10	m
Número de taladros del piso	( $N_{tp}$ )	3	—
Número de taladros del techo	( $N_{tt}$ )	3	—
Número de taladros de los hastiales	( $N_{th}$ )	2	—
Número de taladros de destroza	( $N_{td}$ )	3	—
Número de taladros de cuele	( $N_{tc}$ )	4	—
Número de taladros de contracuele	( $N_{tcc}$ )	4	—

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

### 6.3.2 Cantidad de carga para los barrenos del piso.

- Carga de fondo ( $Q_b$ )

$$Q_b = 50.35 \text{ g} \approx Q_b = 0.050 \text{ kg}$$

- Número de cartuchos de explosivo para la carga de fondo

$$NQ_b = \frac{Q_b}{m_e} = \frac{0.050}{0.10}$$

$$NQ_b = 0.5 \text{ cartuchos}$$

- Longitud de la carga de fondo

$$h_b = \left( \frac{L_e}{100} \right) NQ_b$$

$$h_b = (17.78 / 100) * 0.5$$

$$h_b = 0.089 \text{ m}$$

- Longitud de la carga de columna

$$h_c = L_p - (h_b + T_t)$$

$$h_c = 1.12 - (0.089 + 0.156)$$

$$h_c = 0.88 \text{ m}$$

- Concentración de la carga de columna

$$CQ_p = 0.30 \text{ kg/m}$$

- Carga de columna ( $Q_p$ )

$$Q_p = h_c \times C Q_p$$

$$Q_p = 0.88 \times 0.30 \rightarrow Q_p = 0.26 \text{ kg}$$

- Carga total en los barrenos del piso

$$Q_{tp} = (Q_b + Q_p) \times N_{tt}$$

$$Q_{tp} = (0.050 + 0.26) \times 3$$

$$Q_{tp} = 0.93 \text{ Kg}$$

### 6.3.3 Cantidad de carga para los barrenos del techo.

Para calcular la cantidad de carga para los barrenos del techo tomaremos como base las constantes propuestas por Rune Gustafsson en su libro "Técnica Sueca de Voladuras", en el cual propone que la concentración de carga de columna es igual a 0.30 kg/m. El proveedor Explocen recomienda que para este tipo de barrenos se utilice medio cartucho como carga de fondo, la cual según la experiencia arroja excelentes resultados.

- Carga de fondo ( $Q_b$ )

$$Q_b = 50.35 \text{ g} \approx Q_b = 0.050 \text{ Kg}$$

- Número de cartuchos de explosivo para la carga de fondo

$$NQ_b = \frac{Q_b}{m_e} = \frac{0.050}{0.10}$$

$$NQ_b = 0.5 \text{ cartuchos}$$

- Longitud de la carga de fondo

$$h_b = \left( \frac{L_e}{100} \right) NQ_b$$

$$h_b = (17.78 / 100) \times 0.5$$

$$h_b = 0.089 \text{ m}$$

- Longitud de la carga de columna

$$h_c = L_p - (h_b + T_t)$$

$$h_c = 1.12 - (0.089 + 0.156)$$

$$h_c = 0.88 \text{ m}$$

- Concentración de la carga de columna

$$CQ_p = 0.30 \text{ kg/m}$$

- Carga de columna ( $Q_p$ )

$$Q_p = h_c \times CQ_p$$

$$Q_p = 0.88 \times 0.30$$

$$Q_p = 0.26 \text{ kg}$$

- Carga total en los barrenos del techo

$$Q_{tp} = (Q_b + Q_p) \times N_{tt}$$

$$Q_{tp} = (0.050 + 0.26) \times 3$$

$$Q_{tp} = 0.93 \text{ Kg}$$

#### 6.3.4 Cantidad de carga para los barrenos de los hastiales.

Para calcular la cantidad de carga para los barrenos de los hastiales tomaremos como base las constantes propuestas por Rune Gustafsson en su libro "Técnica Sueca de Voladuras", en el cual propone que la concentración de carga de columna es igual a 0.35 kg/m. El proveedor Explocen recomienda que para este tipo de barrenos se utilice medio cartucho como carga de fondo de Explogel III, la cual según la experiencia arroja excelentes resultados.

- Carga de fondo ( $Q_b$ )

$$Q_b = 50.35 \text{ g} \approx Q_b = 0.050 \text{ Kg}$$

- Número de cartuchos de explosivo para la carga de fondo

$$NQ_b = \frac{Q_b}{m_e} = \frac{0.050}{0.10}$$

$$NQ_b = 0.5 \text{ cartuchos}$$

- Longitud de la carga de fondo

$$h_b = \left( \frac{L_e}{100} \right) NQ_b$$

$$h_b = (17.78 / 100) \times 0.5$$

$$h_b = 0.089 \text{ m}$$



- Longitud de la carga de columna

$$h_c = L_p - (h_b + T_h)$$

$$h_c = 1.12 - (0.089 + 0.78)$$

$$h_c = 0.25 \text{ m}$$

- Concentración de la carga de columna

$$CQ_p = 0.35 \text{ kg/m}$$

- Carga de columna ( $Q_p$ )

$$Q_p = h_c \times CQ_p$$

$$Q_p = 0.25 \times 0.35 \rightarrow Q_p = 0.09 \text{ kg}$$

- Carga total en los barrenos de los hastiales

$$Q_{tp} = (Q_b + Q_p) \times N_{th}$$

$$Q_{tp} = (0.050 + 0.09) \times 2$$

$$Q_{tp} = 0.28 \text{ Kg}$$

### 6.3.5 Cantidad de carga para los barrenos de destroza.

Para calcular la cantidad de carga para los barrenos de destroza tomaremos como base las constantes propuestas por Rune Gustafsson en su libro "Técnica Sueca de Voladuras", en el cual propone que la concentración de carga de columna es igual a 0.40 kg/m. El proveedor Explocen recomienda que para este tipo de barrenos se utilice medio cartucho como carga de fondo de Explogel III, la cual según la experiencia arroja excelentes resultados.

- Carga de fondo ( $Q_b$ )

$$Q_b = 50.35 \text{ g} \approx Q_b = 0.050 \text{ Kg}$$

- Número de cartuchos de explosivo para la carga de fondo

$$NQ_b = \frac{Q_b}{m_e} = \frac{0.050}{0.10}$$

$$NQ_b = 0.5 \text{ cartuchos}$$

- Longitud de la carga de fondo

$$h_b = \left( \frac{L_e}{100} \right) NQ_b$$

$$h_b = (17.78 / 100) * 0.5$$

$$h_b = 0.089 \text{ m}$$

- Longitud de la carga de columna

$$h_c = L_p - (h_b + T_d)$$

$$h_c = 1.12 - (0.089 + 0.39)$$

$$h_c = 0.64 \text{ m}$$

- Concentración de la carga de columna

$$CQ_p = 0.40 \text{ kg/m}$$

- Carga de columna ( $Q_p$ )

$$Q_p = h_c \times CQ_p$$

$$Q_p = 0.64 \times 0.40 \rightarrow Q_p = 0.26 \text{ kg}$$

- Carga total en los barrenos de destroza

$$Q_{tp} = (Q_b + Q_p) \times N_{td}$$

$$Q_{tp} = (0.050 + 0.26) * 3$$

$$Q_{tp} = 0.93 \text{ Kg}$$

### 6.3.6 Cantidad de carga para los barrenos de cuele.

Para calcular la cantidad de carga para los barrenos de cuele tomaremos como base las constantes propuestas por Rune Gustafsson en su libro "Técnica Sueca de Voladuras", en el cual propone que la concentración de carga de columna es igual a 0.30 kg/m. El proveedor Explocen recomienda que para este tipo de barrenos se utilice un cartucho de Explogel III como carga de fondo, la cual según la experiencia arroja excelentes resultados.

- Carga de fondo ( $Q_b$ )

$$Q_b = 100.70 \text{ g} \approx Q_b = 0.10 \text{ Kg}$$

- Número de cartuchos de explosivo para la carga de fondo

$$NQ_b = \frac{Q_b}{m_e} = \frac{0.10}{0.10}$$

$$NQ_b = 1 \text{ cartucho}$$

- Longitud de la carga de fondo

$$h_b = \left( \frac{L_e}{100} \right) NQ_b$$

$$h_b = (17.78 / 100) * 1$$

$$h_b = 0.178 \text{ m}$$

- Longitud de la carga de columna

$$h_c = L_p - (h_b + T_c)$$

$$h_c = 1.12 - (0.178 + 0.10)$$

$$h_c = 0.84 \text{ m}$$

- Concentración de la carga de columna

$$CQ_p = 0.30 \text{ kg/m}$$

- Carga de columna ( $Q_p$ )

$$Q_p = h_c \times CQ_p$$

$$Q_p = 0.84 \times 0.30 \rightarrow Q_p = 0.25 \text{ kg}$$

- Carga total en los barrenos de cuele

$$Q_{tp} = (Q_b + Q_p) \times N_{tp}$$

$$Q_{tp} = (0.10 + 0.25) * 4$$

$$Q_{tp} = 1.4 \text{ Kg}$$

### 6.3.7 Cantidad de carga para los barrenos de contracuele.

Para calcular la cantidad de carga para los barrenos de contracuele tomaremos como base las constantes propuestas por Rune Gustafsson en su libro "Técnica Sueca de Voladuras", en el cual propone que la concentración de carga de columna es igual a 0.35 kg/m. El proveedor Explocen recomienda que para este tipo de barrenos se utilice un cartucho de Explogel III como carga de fondo, la cual según la experiencia arroja excelentes resultados.

- Carga de fondo ( $Q_b$ )

$$Q_b = 100.70 \text{ g} \approx Q_b = 0.10 \text{ Kg}$$

- Número de cartuchos de explosivo para la carga de fondo

$$NQ_b = \frac{Q_b}{m_e} = \frac{0.10}{0.10}$$

$$NQ_b = 1 \text{ cartucho}$$

- Longitud de la carga de fondo

$$h_b = \left( \frac{L_e}{100} \right) N Q_b$$

$$h_b = (17.78 / 100) * 1$$

$$h_b = 0.178$$

- Longitud de la carga de columna

$$h_c = L_p - (h_b + T_c)$$

$$h_c = 1.12 - (0.178 + 0.10)$$

$$h_c = 0.84 \text{ m}$$

- Concentración de la carga de columna

$$C Q_p = 0.35 \text{ kg/m}$$

- Carga de columna ( $Q_p$ )

$$Q_p = h_c \times C Q_p$$

$$Q_p = 0.84 \times 0.35$$

$$Q_p = 0.29 \text{ kg}$$

- Carga total en los barrenos de contracuele

$$Q_{tp} = (Q_b + Q_p) \times N_{tp}$$

$$Q_{tp} = (0.10 + 0.29) * 4$$

$$Q_{tp} = 1.56 \text{ kg}$$

**Tabla 21** Resumen de distribuciones de carga de barrenos.

Barrenos	Carga de Fondo (kg)	Número de Cartuchos	Longitud de Carga de Fondo (m)	Longitud de Carga de Volumen (m)	Concentración de Carga (kg/m)	Carga de Columna (kg)	Carga Total (kg)
Techo	0.05	0.5	0.089	0.88	0.30	0.26	0.93
Piso	0.05	0.5	0.089	0.88	0.30	0.26	0.93
Hastiales	0.05	0.5	0.089	0.25	0.35	0.09	0.28
Destroza	0.05	0.5	0.089	0.64	0.40	0.26	0.93
Cuele	0.1	1	0.178	0.84	0.30	0.25	1.4
Contracuele	0.1	1	0.178	0.84	0.35	0.29	1.56

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

**Tabla 22** Consumo de sustancia explosiva.

Tipo de barreno	# de barrenos	Carga de fondo (Qb) Gramos	Carga de columna (Qp) Gramos
desfogue	1	Barrenos vacíos- Sin carga	
cuele	4	400	1000
contracuele	4	400	1160
destroza	6	300	1560
hastiales	2	100	560
techo	3	300	780
zapateras	3	300	780
<b>Total</b>	<b>23</b>	<b>1800</b>	<b>5840</b>

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

#### 6.4 Carga Total (Q Tot)

$$Q_{tot} = Q_p + Q_b$$

$$Q_{tot} = 1800 \text{ gr} + 5840 \text{ gr} \rightarrow Q_{tot} = 7640 \text{ gr} = 7.640 \text{ kg}$$

#### 6.5 Carga específica (q)

$$Q = Q_{tot} / V_v$$

$$Q = 7.640 \text{ kg} / 4.04 \text{ m}^3$$

$$Q = 1.89 \text{ kg/m}^3$$

#### 6.6 Costos de la carga explosiva

**Tabla 23** Costo total de carga explosiva

Sustancia	Cantidad	Precio (\$)	Costo total (\$)
Explogel III	1.80 kg	5.60	10.08
Nitrato de amonio	5.84 kg	0.5	2.92
Fulminantes	22	0.85	18.7
Mecha lenta	33 m	0.20	6.6
Conectores	22	0.52	11.44
Total			<b>\$ 49.74</b>

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

### 6.6.1 Costo de explosivos por metro de avance.

$$\text{Costo/ metro} = \$ 49.74 / 0.99 \text{ m}$$

$$\text{Costo/ metro} = 50.24 \text{ \$/metro}$$

- Costo total por pega de propuesta

**Tabla 24** Costo total por pega de propuesta

Insumos	Costo (\$)
Explosivos	49.74
Personal	185.00
<b>Total de costo</b>	<b>\$ 234.74</b>

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

Es importante señalar que el costo por personal no varía con el actual sistema

### 6.7 Rendimiento real del trabajo

El trabajo se lo realiza al igual que el presente sistema en un solo turno y dividido en dos etapas: la perforación y voladura que la realizan dos personas (perforista y ayudante), la otra la realizan cinco personas en el carguío y transporte.

$$R_{rt} = \frac{(\text{Tnv} * K_e)}{h}$$

Dónde:

- Tnv= Tonelaje de la voladura
- $K_e$  = coeficiente de esponjamiento
- h = número de horas en las que se realiza el trabajo

$$R_{rt} = \frac{(10.50 \text{ Tn} * 1.41)}{6}$$

$$R_{rt} = \frac{11.43}{6}$$

$$R_{rt} = 2.47 \text{ Tn/h}$$

### 6.8 Producción diaria

$$P_d = R_{rt} * h$$

$$P_d = 2.47 \text{ Tn} * 6$$

$$P_d = 14.81 \text{ Tn / día}$$

## 6.9 Índice de trabajo

$$\text{Índice de Trabajo o Norma} = \frac{P_d}{N_{pt} \times N_t}$$

Dónde:

- $P_d$ : Producción diaria
- $N_{pt}$ : Número de personas por turno
- $N_t$ : Número de turnos trabajados para la producción diaria

$$\text{Índice de Trabajo o Norma} = \frac{14.81 \text{ Tn}}{8 \times 1}$$

$$\text{Índice de Trabajo o Norma} = 1.85 \text{ Tn*Persona}$$

**Tabla 25** Comparación entre sistema actual y propuesta

Comparacion entre sistema actual y propuesta		
Características	Sistema actual	Propuesta
Rendimiento real del trabajo (Tn/h)	1.90	2.47
Producción diaria (Tn/dia)	11.43	14.81
Indice de trabajo (Tn*persona)	1.43	1.85
Carga especifica (Kg/m <sup>3</sup> )	4.58	1.89
Costo total por pega (\$)	252.005	234.54

Fuente: Gonzalo Mora Mora  
Elaboración: Gonzalo Mora Mora

## 6.10 Análisis comparativo ambos sistemas

En el sistema que se propone se obtiene un mayor rendimiento debido a que se considera ya las especificaciones técnicas teóricamente establecidas tanto en dimensiones óptimas de galería como en la distribución de barrenos y cargas de sustancia explosiva en dependencia del tipo de barreno empleado, además se logra disminuir significativamente la carga específica debido a que en el sistema actual se utiliza demasiada cantidad de nitrato de amonio como carga de columna lo que produce una exagerada sobrecarga de barrenos, por lo tanto el costo por pega resultará mejor en el sistema propuesto debido a que las cargas y distribuciones de barrenos son controladas técnicamente.

La principal desventaja del sistema propuesto radica en que la granulometría será mayor a la producida con el actual método, la cual se comprobó y se obtuvo voleos de hasta 40cm de diámetro.

**CAPÍTULO 7**  
**SOCIALIZACIÓN DEL PROYECTO**



## 7.1 Socialización del proyecto



Figura 15 Socialización del proyecto ante el personal

Fuente: Gonzalo Mora Mora

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

## CONCLUSIONES

- El método actual de extracción se realiza por el sistema de corte y relleno, para lo cual utilizan una galería principal, la cual sigue la orientación de la veta para encontrar partes de alta mineralización que estén sobre la ley de corte, aquí se van franqueando chimeneas con el fin de beneficiarse de estos cuerpos mineralizados. Luego van efectuando un relleno con el material estéril sacado de las chimeneas antecesoras con el fin de seguir avanzando hacia niveles superiores.
- El actual método presenta deficiencias tecni-operativas debido a que no se controlan los factores de carga de explosivos lo que provoca una sobrecarga generando sobrepresiones y problemas en la ventilación ya que a mayor cantidad de explosivos, los gases contaminantes emanados son mayores y más concentrados, lo que ocasiona una utilización de mayor tiempo para la ventilar el frente.
- La aplicación de este método genera una gran dilución en términos de leyes debido a que el arranque del mineral no es diferenciado en su totalidad entre roca caja y mineral por ende las leyes establecidas en la veta in situ sufren caída de valores al ser extraídas por lo que el material es una mezcla entre roca caja y mineral.
- El índice de trabajo de actual sistema de extracción es de 1.43 Tn\*persona el cual se considera como deficiente debido a que genera un alto costo de extracción del mineral, producto de la actividad anti técnica, alta presencia de tiempos muertos y excesiva cantidad de estéril mezclado con el mineral.
- De acuerdo a los ensayos físico-mecánicos realizados a la roca caja y mineral se determinó que la resistencia de la roca es buena para el proceso de voladura, debido a las que las características presentan niveles altos de resistencia (220 Mpa).
- La presente propuesta se orienta a reducir el consumo excesivo de sustancia explosiva, principalmente la carga de columna (Nitrato de amonio) debido al alto costo generado y que actualmente el inadecuado uso hace que se ocupen cantidades excesivas de la sustancia.

- Contrastando los resultados de la propuesta con los del sistema actual tenemos claras mejoras en características como: Rendimiento real del trabajo, producción diaria, índice de trabajo, carga específica y costo total por pega.

## RECOMENDACIONES

- Se recomienda discriminar el material mineralizado de la roca caja al momento del arranque (barrenado) para así disminuir la dilución, para la cual se debería hacer un barrenado, primeramente solo en roca caja hasta lograr obtener un banco de veta, para realizar el barrenado únicamente a esta.
- Adquirir maquinaria específicamente para carguío ya que manualmente se están generando exceso de tiempo muertos.
- Realizar una plantilla de perforación para controlar la disposición de los barrenos en el frente.

## BIBLIOGRAFÍA

- ARGÜELLO, D. A. (Mayo de 2015). *Diseño de explotación de los materiales de construcción existentes en la cantera SANTA ANITA ubicada en la parroquia Salache, Canton Salcedo, Provincia de Cotopaxi*. Obtenido de <http://www.dspace.uce.edu.ec/bitstream/25000/7703/1/T-UCE-0012-374.pdf>
- Cabanilla, J. (2002). *Minado con cuadros de manera*. Obtenido de <https://es.slideshare.net/machecoremvb/square-set-stoping>
- Castro, V. (marzo de 2008). *Técnicas Mineras: Principios de los Métodos de Explotación*. Obtenido de <http://www.monografias.com/trabajos79/tecnicas-mineras-metodos-explotacion/tecnicas-mineras-metodos-explotacion2.shtml>
- Estudios Mineros del Peru SAC. (s.f.). *Manual de Minería*. Lima Peru.
- INTEGRAR CONINCO Cia.Ltda. (2015). *ACTUALIZACIÓN DEL PLAN DE DESARROLLO Y ORDENAMIENTO TERRITORIAL DE LA PARROQUIA MULUNCAY DEL CANTÓN ZARUMA, EL ORO*. Recuperado el 12 de 04 de 2017, de ACTUALIZACIÓN DEL PLAN DE DESARROLLO Y ORDENAMIENTO TERRITORIAL DE LA PARROQUIA MULUNCAY DEL CANTÓN ZARUMA, EL ORO: [http://app.sni.gob.ec/sni-link/sni/PORTAL\\_SNI/data\\_sigad\\_plus/sigadplusdocumentofinal/0760027380001\\_PD OT%20Muluncay%20integrado%203\\_29-10-2015\\_21-38-07.pdf](http://app.sni.gob.ec/sni-link/sni/PORTAL_SNI/data_sigad_plus/sigadplusdocumentofinal/0760027380001_PD OT%20Muluncay%20integrado%203_29-10-2015_21-38-07.pdf)
- Muñoz, C. R. (2015). *Evaluación de reservas y diseño del Sistema de explotación del Área Minera Mary Elena CODIGO:102317*. Quito Ecuador.
- Ortiz, J. (2008). *Apuntes de curso de explotación de minas de la Universidad de Chile*. Obtenido de [https://www.u-cursos.cl/ingenieria/2008/1/MI57E/1/material\\_docente/bajar?id...](https://www.u-cursos.cl/ingenieria/2008/1/MI57E/1/material_docente/bajar?id...)
- Ramos, D. (2013). *Informe de producción de la Asociación de mineros Muluncay*. Zaruma.
- Tapia, A. (2017). *Métodos de Explotación Subterránea*. Obtenido de <https://bsgrupo.com/bs-campus/blog/Metodos-de-Explotacion-Subterranee-1135>
- Unidad de planeación minero energética de Colombia. (s.f.). *Guía ambiental minería subterránea del carbón*. Obtenido de [http://www.upme.gov.co/guia\\_ambiental/carbon/gestion/guias/min\\_sub/contenido/analisis.htm](http://www.upme.gov.co/guia_ambiental/carbon/gestion/guias/min_sub/contenido/analisis.htm)
- Universidad Nacional de Cajamarca. (s.f.). *Introducción a la minería*. Obtenido de <http://documents.tips/documents/trabajo-mineria-subterranee.html>

## **ANEXOS**

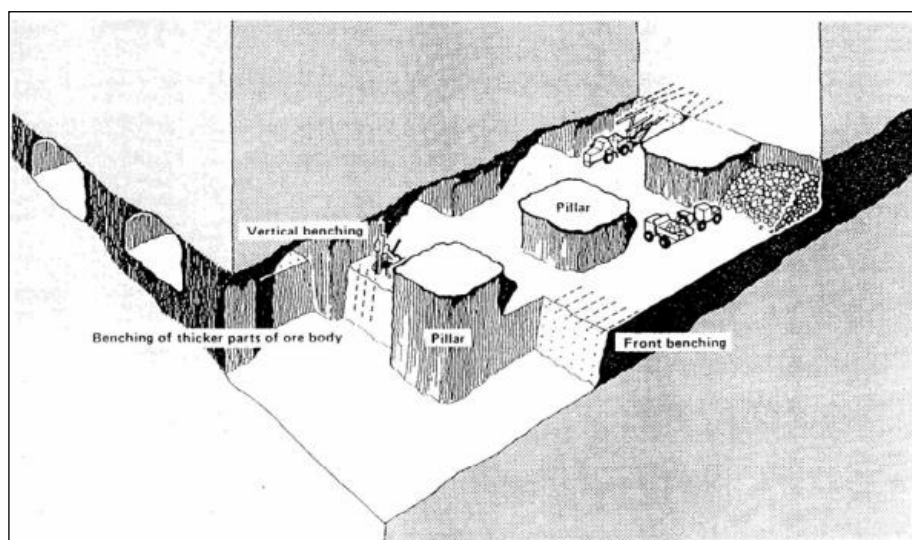
## Anexo 1: Descripción de cada método de explotación subterránea

### a. Cámaras y Pilares

Conocido también con el término "room and pillar" Consiste principalmente en ir dejando secciones de mineral, como pilares, para mantener los huecos creados. Las dimensiones de las cámaras y la sección de los pilares dependen de las características del mineral y de la estabilidad de los hastiales, del espesor de recubrimiento y de las tensiones sobre la roca. (Estudios Mineros del Peru SAC)

El mineral que queda como pilar puede recuperarse parcial o totalmente, siempre y cuando se realicen actividades de reemplazamiento a los pilares por otro material para el sostenimiento del techo, otra opción de aprovechamiento de los pilares es en forma de retirada, abandonándolos ya los tajeos para su posterior hundimiento del techo; caso contrario generalmente los pilares con mineral se pierde. (Estudios Mineros del Peru SAC)

Este método es utilizado universalmente en yacimientos tabulares sedimentarios, como pizarras cupríferas, yacimientos de hierro, carbón, potasio y otros. (Estudios Mineros del Peru SAC)



**Figura 16** Método de cámaras y pilares

Fuente: Ortiz (2008)

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

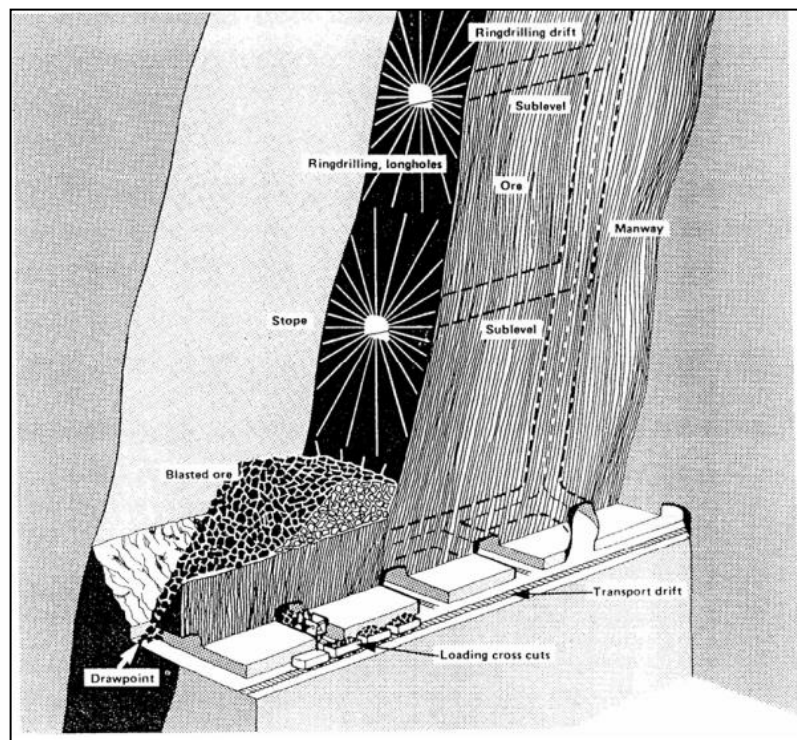
#### ➤ Campo de aplicación

- En cuerpos con buzamiento horizontal, normalmente no debe exceder de 300 m.
- Cuando el mineral y la roca encajonante sean relativamente competentes.
- Cuando los minerales no requieren de clasificación en la explotación.

- En depósitos de gran potencia y área extensa.

### **b. Tajeo por subniveles**

Método conocido también como “sublevel stopping” que consiste en dejar cámaras vacías después de la extracción del mineral. Se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral. (Estudios Mineros del Peru SAC)



**Figura 17** Método de Tajeo por subniveles

Fuente: Ortiz (2008)

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

#### ➤ Campo de aplicación

- El depósito debe ser vertical o próximo a ella, debiendo exceder el ángulo de reposo del mineral.
- Las rocas encajonantes deben ser competentes y resistentes.
- El mineral debe ser competente y con buena estabilidad.

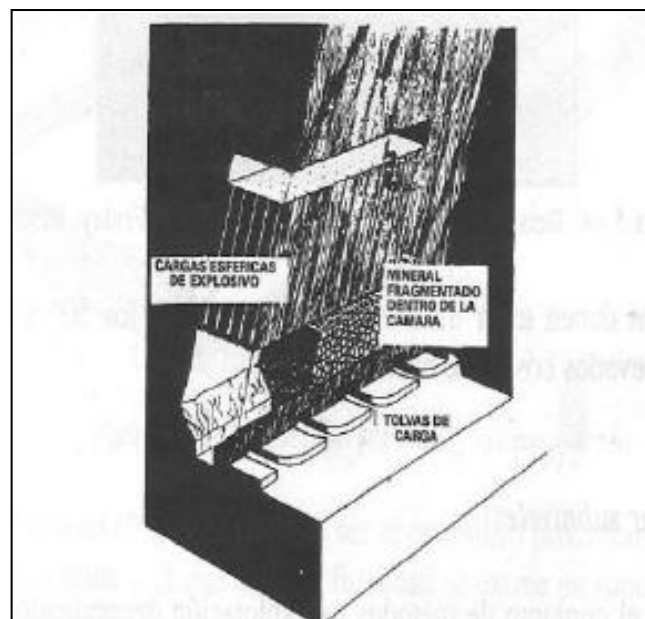
### **c. Cráteres invertidos**

Método desarrollado en los últimos años que consiste en el arranque del mineral por rebanadas ascendentes mediante el empleo de voladuras en cráter. El mineral fragmentado puede permanecer dentro del hueco creado, al igual que en el método de cámaras almacén,



lo que ayudara a que no se desarrollen hundimientos en los hastiales. Otra manera de trabajo en este método es la extracción desde el fondo de la galería de base a través de un sistema de tolvas. (Estudios Mineros del Peru SAC).

La técnica de voladura que se aplica en este sistema es muy característica, ya que los barrenos verticales se perforan todos desde el nivel de cabeza, con equipos de martillo en fondo. Tras la apertura del sistema de tolvas se introducen en los barrenos cargas de explosivo suspendidas y diseñadas para que actúen como cargas esféricas. El material volado cae dentro de las cámaras y con solape de los cráteres creados se consigue ir ascendiendo en sucesivas pegas hasta que, en la parte superior, queda un pilar corona que se vuela de una sola vez. (Estudios Mineros del Peru SAC)



**Figura 18** Método de cráteres invertidos.

Fuente: Universidad Nacional de Cajamarca

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

➤ Ventajas

- Buena recuperación
- Dilución moderada
- Buena seguridad
- Costos unitarios bajos
- Moderada flexibilidad
- Buena ventilación y grado de mecanización

➤ Desventajas

- Coste de las labores de preparación
- Dilución cuando los hastiales son poco competentes
- Posibles atascos en conos tolva por sobre tamaño.

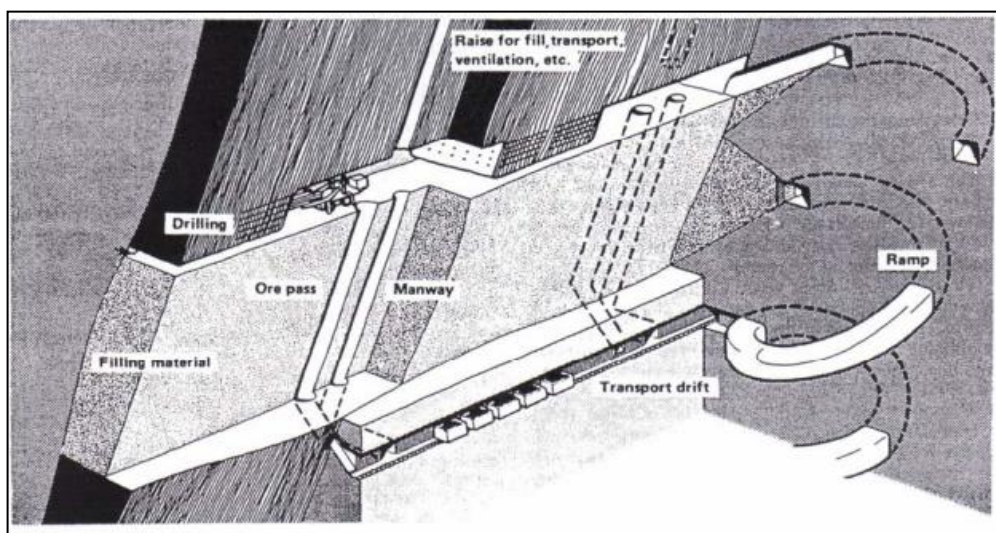
➤ Campo de aplicación

Yacimientos con potencia mínima de 3 metros, una inclinación superior a 50° y contactos claros entre estéril y mineral. (Estudios Mineros del Peru SAC)

**d. Corte y relleno ascendente conocido también como OVER CUT AND FILL**

La aplicación de este método es la siguiente: el mineral se arranca por rebanadas horizontales, en sentido ascendente, desde la galería de fondo. Una vez volado se extrae completamente de la cámara, a través de unos coladeros, efectuándose a continuación el relleno del hueco creado con estériles, con lo que se consigue crear una plataforma de trabajo estable y el sostenimiento de los hastiales. (Estudios Mineros del Peru SAC)

El material de relleno puede ser el escombros procedente de las labores de preparación de la mina o el que con esa finalidad se extrae en superficie de alguna cantera próxima y, una vez triturado, se mezcla con agua para transportarlo hidráulicamente por tubería. Este material se drena para separar el agua, quedando así un relleno compacto. La consolidación puede aumentarse mediante la adición de una cierta cantidad de cemento. (Estudios Mineros del Peru SAC)



**Figura 19** Método de corte y relleno (CUT AND FILL)

Fuente: Ortiz (2008)

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

➤ Ventajas

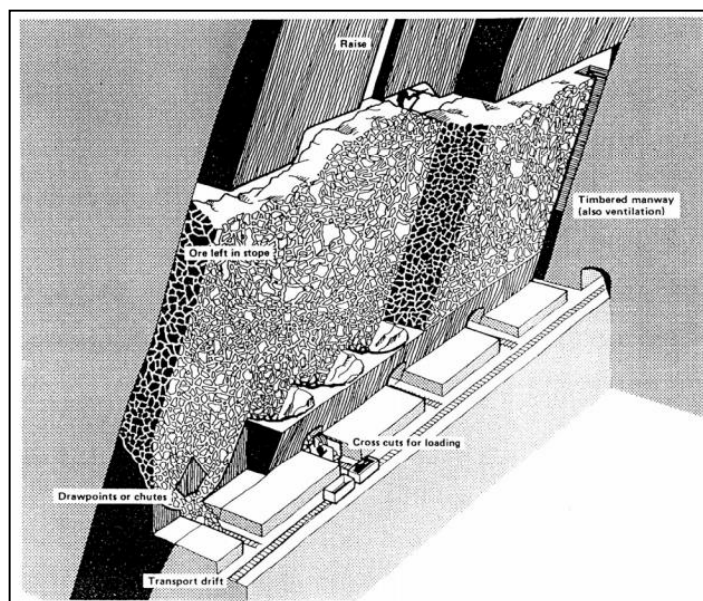
- Alta selectividad
- Buena recuperación de mineral
- Facilidad de aplicación

➤ Desventajas

- Coste del material de relleno
- Tamaño limitado de las voladuras
- Interrupciones en la producción que son necesarias para distribuir el material de relleno dentro de las cámaras.

**e. Minado por almacenamiento provisional (SHRINKAGE STOPPING)**

El método de explotación por almacenamiento provisional, se desarrolla de la siguiente manera: el mineral es cortado en rebanadas horizontales, comenzando de la parte baja y avanzando hacia arriba. El almacenamiento provisional es un método bastante utilizado en vetas con buzamientos pronunciados donde el mineral es lo suficientemente resistente como para mantener sin soporte tanto la rocas encajonadas como el techo del tajeo. Para un minado eficiente el buzamiento debe ser mayor de 60°. (Estudios Mineros del Peru SAC)



**Figura 20** Método de SHRINKAGE STOPPING

Fuente: Ortiz (2008)

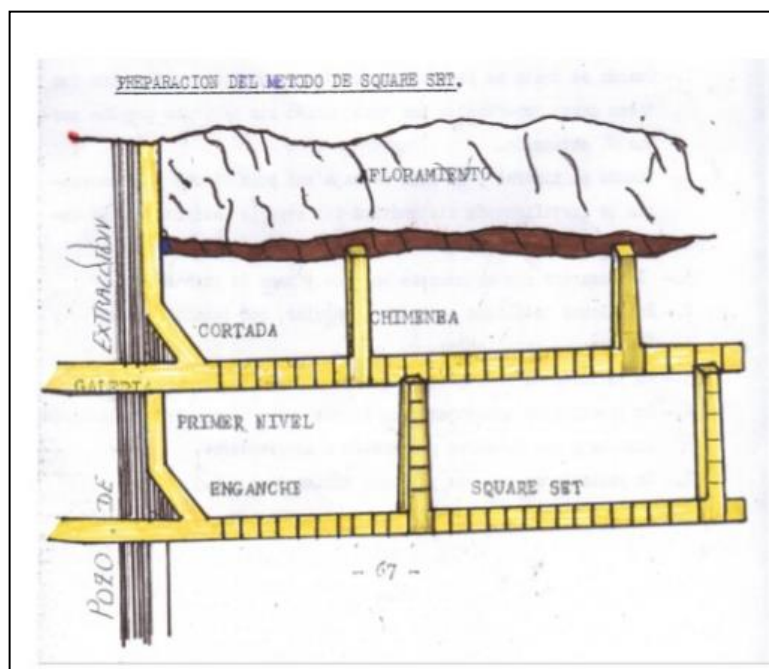
Elaboración: Gonzalo Mora Mora

➤ Campo de aplicación

Actualmente el método es utilizado solamente en vetas angostas de buena ley, las que no pueden ser mecanizadas, o en pequeñas operaciones en donde los costos de mecanización son aceptables. (Estudios Mineros del Peru SAC)

**f. Método de entibación con cuadros (Fortificación de madera)**

Consiste en el sostenimiento con madera, disponiendo esta en forma de paralelepípedo rectos donde los elementos verticales soportan las presiones verticales, los horizontales o codales las presiones de los hastiales y los cuatro elementos de unión restantes rigidizan el conjunto. Este método consume una gran cantidad de madera y requiere mucha mano de obra, por lo que actualmente casi está en desuso y solo se justifica cuando el mineral es muy rico. (Estudios Mineros del Peru SAC)



**Figura 21** Metodo de entibación con cuadros.

Fuente: Ortiz (2008)

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

➤ Campo de aplicación

Esta técnica de fortificación se emplea preferentemente en yacimientos de rocas débiles e intensamente fracturadas, cuando el mineral se presenta con formas irregulares, con ramificaciones y contactos mas definidos .si los esfuerzos que deben soportar estos elementos de madera son muy elevados, el sostenimiento se debe completar con un relleno,

normalmente hidráulico, dejando pasos y huecos para la ventilación. (Estudios Mineros del Peru SAC)

#### ***g. Tajeos largos***

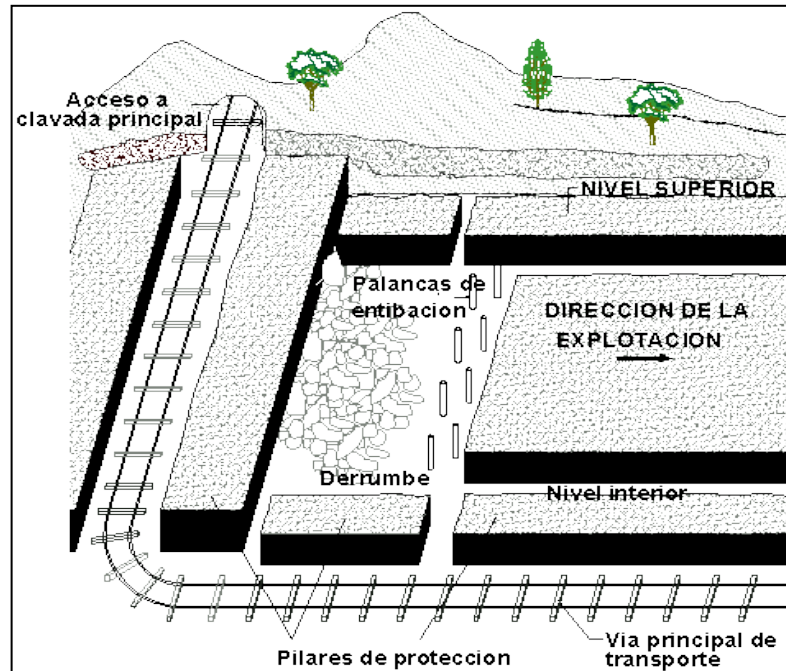
En este método el mineral se extrae a lo largo con medios mecánicos: rozadora, cepillo, etc., o con explosivos en el caso de las rocas más duras. En el sostenimiento del hueco creado se suele utilizar estibación hidráulica marchante o auto desplazable. (Estudios Mineros del Peru SAC)

El mineral arrancado se extrae el tajo por medio de transportadores de cadenas o pánzeres que descargan en cintas transportadoras que discurren por las galerías en dirección. Este se aplica en dos modalidades:

- en avance: las galerías en dirección, tanto de base como de cabeza de tajo, sufren mayores tensiones que obligan a realizar labores de mantenimiento
- y en retirada las galerías se mantienen en el terreno sin explotar. (Estudios Mineros del Peru SAC)

Cuando las capas son muy potentes, la extracción se realiza en diversas pasadas por franjas descendentes. El arranque del mineral en el frente puede combinarse con un hundimiento controlado por detrás de la estibación, llamado también “sutiraje” con lo que se consigue reducir el número de pasadas y recuperar parte el mineral existente en bolsadas y pequeñas ramificaciones. (Estudios Mineros del Peru SAC).

Un variante de este método descrito es la conocida por tajos cortos, se utiliza en frentes inferiores a los 50 m en yacimientos de tipo masivo, que se extienden ocupando grandes superficies horizontales. (Estudios Mineros del Peru SAC)



**Figura 22** Método de tajos largos

Fuente: Unidad de planeación minero energética de Colombia

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

➤ **Campo de aplicación**

Este método puede utilizarse en la explotación de yacimientos estratificados, delgados, de espesores uniformes e inclinaciones preferentemente e pequeñas a moderadas. Inicialmente se aplicó en carbón y, posteriormente, se ha extendido a las potasas y a otros minerales duros, como las vetas auríferas, donde el arranque se efectúa por perforación y voladura. (Estudios Mineros del Perú SAC)

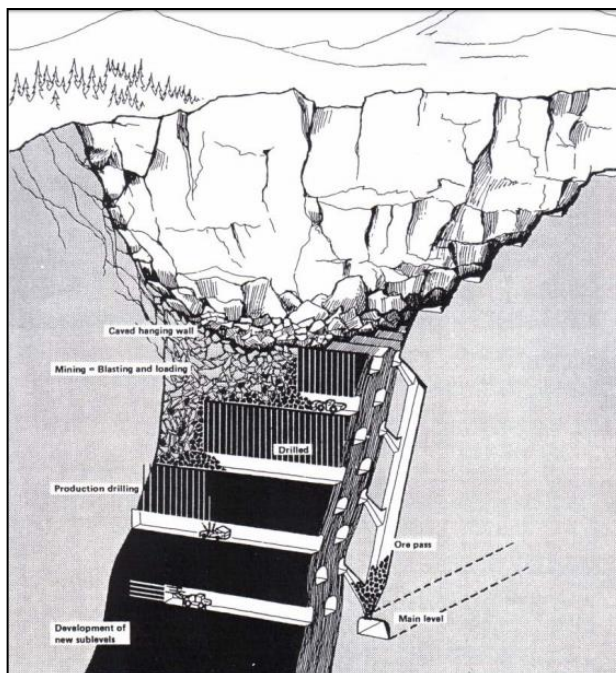
***h. Hundimiento por subniveles***

Consiste en la división del yacimiento en niveles y estos a su vez, en subniveles que se van extrayendo en sentido descendente. (Estudios Mineros del Perú SAC)

Desde las galerías de nivel se perforan barrenos en abanico en sentido ascendente. Las secciones perforadas en las galerías adyacentes se vuelan de techo a muro constituyendo un frente recto. En los subniveles inferiores y superiores se trabaja de la misma manera, pero manteniendo un desfase entre los frentes. (Estudios Mineros del Perú SAC).

El mineral fragmentado cae por gravedad dentro de las galerías desde las cuales se carga y transporta hasta una piqueta o coladero que descarga sobre una galería principal. El estéril

de techo se va fragmentando y hundiendo de forma gradual dentro de los huecos dejados por el mineral. (Estudios Mineros del Peru SAC)



**Figura 23** Método de hundimiento de niveles. (SUBLEVEL CAVING)

Fuente: Ortiz (2008)

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

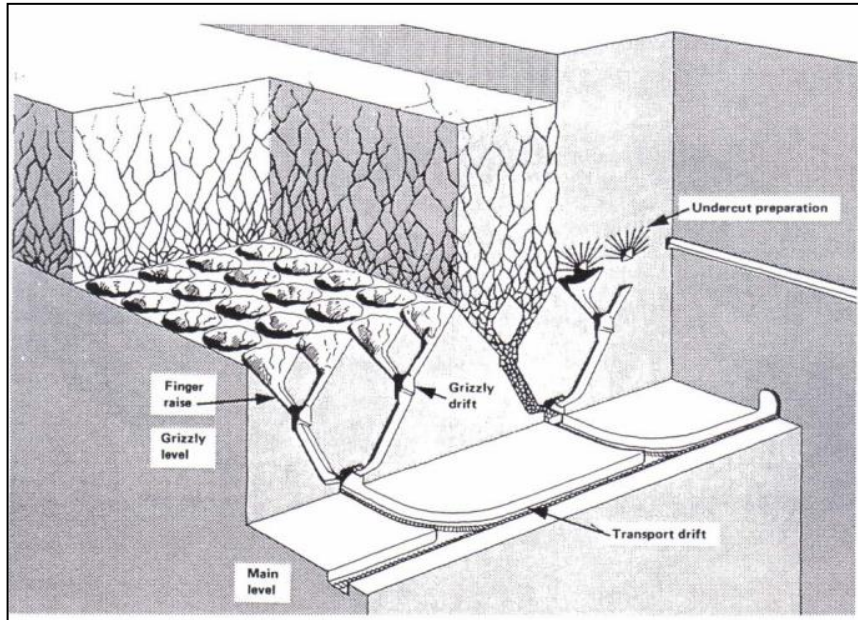
➤ Campo de aplicación

Se aplica en depósitos masivos y potentes, donde tanto el estéril de techo como el mineral se fragmentan y hunden bien. (Estudios Mineros del Peru SAC)

***i. Hundimiento por bloques***

Consiste en dividir el yacimiento en grandes bloques de sección cuadrangular de varios miles de metros cuadrados. Cada bloque se socava practicando una excavación horizontal con explosivos en la base del mismo. El mineral queda sin apoyo y se fractura gracias a las tensiones internas y efectos de la gravedad que actúan progresivamente afectando a todo el bloque. El mineral se extrae de los conos tolva y piqueras practicadas, cargándose y transportándose mediante palas de neumáticos a lo largo de las galerías de transporte inferiores. (Estudios Mineros del Peru SAC)





**Figura 24** Método de hundimiento por bloques.

Fuente: Ortiz (2008)

Elaboración: Gonzalo Mora Mora

➤ Ventajas

- Bajo coste de explotación en arranque y sostenimiento
- Poca mano de obra

➤ Desventajas

- Recuperaciones próximas al 80%
- Dificultad de explotación por existencia de agua y materiales plásticos
- Alto costo en la etapa de preparación