



**UNIVERSIDAD DEL AZUAY**  
**FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA**  
**ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS**

**Optimización del proceso de Perforación y Voladura subterránea  
para la Sociedad Minera Oro Sol Uno**

**Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:**  
**INGENIERO EN MINAS**

**Autor:**

**KRISTELL PAOLA MEJÍA SALAZAR**

**Director:**

**ERNESTO PATRICIO FEIJOO CALLE**

**CUENCA-ECUADOR**

**2019**

## DEDICATORIA

El presente trabajo de titulación va dedicado primeramente a Dios por darme fuerzas, energía, fe y confianza a lo largo de toda mi carrera universitaria, siguiendo adelante con pasos firmes.

A mis abuelitos Manuel Salazar (+), Olga Sánchez (+) y Zoila Ochoa (+) por ser mis ángeles.

A mis padres Pablo Mejía y Carmita Salazar por ser mi apoyo incondicional, por sus mensajes de aliento, por guiar mi camino, por ser mi motivación y creer siempre en mí.

A mi hermana Karla Mejía por estar siempre juntas a lo largo de todo este camino, y por el apoyo mutuo al estar lejos de nuestras familias.

A Ronald Cuenca, persona que conocí en la misma carrera y desde ahí se ha convertido en un pilar fundamental de mi vida, por sus consejos y por su amor incondicional.

## **AGRADECIMIENTOS**

A Dios y la Virgen, por permitirme seguir adelante cumpliendo sueños y metas.

A mis padres, por enseñarme a cumplir cada meta y por darme el mejor legado que un padre puede dar a sus hijos, el estudio.

A toda mi familia por siempre estar pendiente de mí, en especial a mi tío Alberto Salazar por permitirme finalizar mi trabajo de titulación en sus instalaciones, siempre mostrando ese afecto de colaboración.

Mi gratitud y afecto al Ing. Patricio Feijoo por ser mi guía como Director de tesis y por ser una excelente persona.

Al Ing. Fernando Valencia e Ing. Leonardo Núñez por formar parte de este proceso, por sus enseñanzas y aprendizajes; y cada uno de los docentes de la carrera de Ingeniería en Minas, de la Universidad del Azuay, por sus conocimientos impartidos y con quienes me prepare académicamente.

A mis compañeros de clase que compartimos momentos y muchas anécdotas juntos; en especial a Karina que desde el primer día se convirtió en esa amiga, compañera de tareas y hermana, además de ser mi familia cuando no tenía a la mía cerca.

A todas las personas y amigos que me han brindado su apoyo durante este proceso de formación personal y profesional.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA .....	i
AGRADECIMIENTOS .....	ii
ÍNDICE DE CONTENIDOS .....	iii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vi
ÍNDICE DE TABLAS .....	viii
RESUMEN.....	x
ABSTRACT.....	xi
INTRODUCCIÓN .....	1
CAPÍTULO 1 .....	3
ASPECTOS GENERALES .....	3
1.1.    Descripción general de la mina.....	3
1.2.    Ubicación.....	4
1.3.    Acceso al área minera .....	6
1.4.    Geología.....	7
1.4.1.    Geología Regional.....	8
1.4.2.    Geología Local .....	10
1.5.    Método de Explotación.....	11
CAPÍTULO 2 .....	14
MARCO TEÓRICO.....	14
2.1.    Propiedades físico – mecánicas del macizo rocoso .....	14
2.1.1.    Peso Específico .....	14
2.1.2.    Densidad.....	14
2.2.    Geomecánica.....	15
2.2.1.    Ensayo de Laboratorio .....	15
2.2.2.    Clasificación Geomecánica del macizo rocoso.....	15

2.3.	Perforación.....	19
2.3.1.	Índice de perforabilidad .....	19
2.3.2.	Equipos de Perforación .....	20
2.3.3.	Máquinas perforadoras.....	22
2.3.4.	Condiciones de Perforación .....	23
2.3.5.	Procedimiento de Perforación.....	24
2.3.6.	Errores de perforación.....	24
2.3.7.	Perforación Convencional.....	25
2.4.	Explosivos.....	26
2.4.1.	Tipos de explosivos.....	27
2.4.2.	Características de los explosivos.....	28
2.4.3.	Explosivos más utilizados.....	29
2.4.4.	Criterios de selección de los explosivos. ....	33
2.4.5.	Accesorios de Voladura .....	37
2.5.	Voladura Subterránea .....	38
2.5.1.	Malla de Perforación y Voladura.....	39
2.5.2.	Avance de perforación .....	40
2.5.3.	Esquema de Voladura .....	40
2.5.4.	Secuencia de encendido .....	49
CAPÍTULO 3.....		50
DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....		50
3.1.	Análisis del RQD.....	50
3.2.	Análisis en el laboratorio para la Resistencia a la Compresión Uniaxial	51
3.3.	Determinación del RMR.....	52
3.4.	Malla de Perforación y Voladura actual .....	53
3.5.	Cálculos para la nueva malla de perforación y voladura.....	56
3.5.1.	Área del túnel .....	57

3.5.2.	Avance de la perforación .....	57
3.5.3.	Barrenos del cuele .....	58
3.5.4.	Barrenos de las ayudas .....	60
3.5.5.	Barrenos de las zapateras .....	62
3.5.6.	Barrenos de destroza o corona .....	63
3.5.7.	Relación consumo específico y perforación específica .....	64
3.6.	Nuevo diseño malla de perforación y voladura .....	65
CAPÍTULO 4 .....		67
ANÁLISIS Y APLICACIÓN DE LA METODOLOGÍA DE DISEÑO .....		67
4.1.	Aplicación de la nueva malla de perforación y voladura en la mina Oro Sol Uno.....	67
4.1.1.	Avance de explotación por voladura.....	67
4.1.2.	Aspecto del material fragmentado .....	68
4.1.3.	Medidas y aspecto del túnel.....	69
4.2.	Esquema de comparación entre la malla de perforación actual con la nueva propuesta de diseño .....	70
4.2.1.	Comparación de resultados de los parámetros de perforación y voladura. ....	70
4.2.2.	Comparación con la distribución de barrenos.....	70
4.2.3.	Comparación del avance de explotación.....	71
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		73
BIBLIOGRAFÍA .....		76

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Mapa de Ubicación .....	5
Figura 1.2 Mapa de ubicación de la mina Oro Sol Uno.....	6
Figura 1.3 Vía de ingreso hacia el sitio San Gerardo.....	7
Figura 1.4 Vía de ingreso a la mina Oro Sol Uno.....	7
Figura 1.5 Mapa de la Geología Regional .....	10
Figura 1.6 Mapa de la Geología Local.....	11
Figura 1.7 Método de explotación de Corte y Relleno .....	12
Figura 1.8 Ciclo de minado.....	13
Figura 2.1 Principios de perforación mecánica de la roca .....	19
Figura 2.2 Perforadora .....	20
Figura 2.3 Compresor Eléctrico .....	21
Figura 2.4 Especificaciones de una broca .....	21
Figura 2.5 Máquina Perforadora .....	24
Figura 2.6 Errores de Perforación .....	25
Figura 2.7 Esquema de distribución de taladros .....	25
Figura 2.8 Desarrollo de una detonación .....	27
Figura 2.9 Influencia del agua con la velocidad de detonación .....	30
Figura 2.10 Relación diámetro de taladro en la velocidad de detonación .....	31
Figura 2.11 Esquema de emulsión encartuchada y a granel .....	32
Figura 2.12 Costos relativos de perforación y voladura en rocas duras para distintas alternativas de carga.....	34
Figura 2.13 Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso.....	35
Figura 2.14 Tipo de empalmes del cordón detonante .....	37
Figura 2.15 Sistema de contacto de la mecha con el fulminante .....	38
Figura 2.16 Modelo de la malla de perforación y voladura en minería subterránea..	39
Figura 2.17 Cuele de cuatro secciones.....	44
Figura 2.18 Diseño de ayudas .....	46
Figura 2.19 Diseño de Destroza .....	47
Figura 2.20 Diseño de Zapateras.....	49
Figura 2.21 Secuencia de disparo.....	49

Figura 3.1 Dimensiones del túnel del frente de explotación.....	54
Figura 3.2 Malla de perforación actual utilizada en la mina Oro Sol Uno (25 barrenos).....	56
Figura 3.3 Dimensiones para la sección del túnel de explotación .....	57
Figura 3.4 Diseño y medidas del cuele .....	60
Figura 3.5 Diseño y medidas de las ayudas .....	62
Figura 3.6 Diseño y medidas de la zapatera.....	63
Figura 3.7 Diseño y medidas de la corona .....	64
Figura 3.8 Distribución y detonación de los barrenos.....	66
Figura 3.9 Secuencia de salida de la voladura .....	66
Figura 4.1 Fragmentación del diseño actual .....	68
Figura 4.2 Fragmentación del nuevo diseño aplicado.....	69
Figura 4.3 Comparación de diseño entre la malla de perforación actual y la nueva malla de perforación.....	71

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1 Información del área minera .....	3
Tabla 1.2 Coordenadas del área minera .....	4
Tabla 2.1 Clasificación de Deere y Miller .....	16
Tabla 2.2 Interpretación de valores del RQD .....	17
Tabla 2.3 Parámetro de clasificación y puntaje correspondiente .....	18
Tabla 2.4 Interpretación de los valores del RMR .....	18
Tabla 2.5 Características técnicas del Nitrato de Amonio .....	31
Tabla 2.6 Eficiencia de la reacción con el tamaño de la partícula y su efecto en la velocidad de detonación .....	32
Tabla 2.7 Características técnicas de la emulsión .....	33
Tabla 2.8 Fórmulas para el diseño de barrenos .....	46
Tabla 2.9 Cálculo de los barrenos en la destroza .....	47
Tabla 2.10 Cálculos de los barrenos en la zapatera .....	48
Tabla 3.1 Valores obtenidos en el área de estudio .....	50
Tabla 3.2 Valor del RQD obtenido en el frente de explotación .....	51
Tabla 3.3 Resultados del ensayo a la comprensión uniaxial .....	51
Tabla 3.4 Resultados de la Resistencia a la Compresión Uniaxial .....	52
Tabla 3.5 Corrección por orientación de las fracturas o fallas .....	52
Tabla 3.6 Resultados de la Clasificación Geomecánica del RMR .....	53
Tabla 3.7 Parámetros del macizo rocoso en la mina Oro Sol Uno .....	53
Tabla 3.8 Especificaciones técnicas de la propuesta de diseño actual .....	55
Tabla 3.9 Nuevas dimensiones para el área del túnel .....	56
Tabla 3.10 Datos iniciales .....	58
Tabla 3.11 Primera sección del cuele y sus variables de diseño .....	59
Tabla 3.12 Segunda sección del cuele y sus variables de diseño .....	59
Tabla 3.13 Tercera sección del cuele y sus variables de diseño .....	59
Tabla 3.14 Cuarta sección del cuele y sus variables de diseño .....	60
Tabla 3.15 Variables de diseño de las ayudas .....	61
Tabla 3.16 Cálculo carga de fondo .....	62
Tabla 3.17 Cálculo carga de columna .....	62
Tabla 3.18 Resultados obtenidos en la zapatera .....	63

Tabla 3.19 Cálculo carga de fondo .....	63
Tabla 3.20 Cálculo carga de columna .....	64
Tabla 3.21 Resultado obtenido en la destroza.....	64
Tabla 3.22 Resultados de diseño.....	65
Tabla 3.23 Rango teórico del consumo específico.....	65
Tabla 3.24 Resultados del consumo específico y volumen de arranque.....	65
Tabla 4.1 Medición de avance por voladura con la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura .....	68
Tabla 4.2 Comparación entre el diseño actual y la nueva propuesta de diseño .....	70
Tabla 4.3 Comparación de la eficiencia de avance entre el diseño actual y el optimizado.....	72

## OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SUBTERRÁNEA PARA LA SOCIEDAD MINERA ORO SOL UNO

### RESUMEN

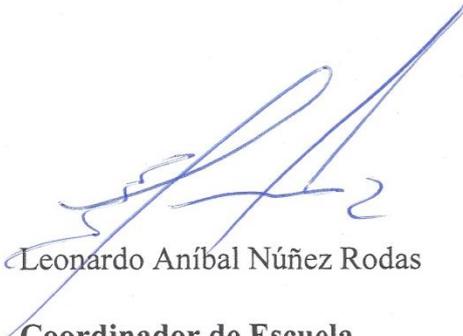
El presente trabajo de titulación tiene como objetivo optimizar el sistema de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno, ubicada en la provincia del Azuay, cantón Camilo Ponce Enríquez, sector San Gerardo. El proceso consiste en realizar un levantamiento de información de campo, análisis de las características geomecánicas del macizo rocoso y aplicación del método de Langerfors y Kihlstrom, con el fin de obtener una nueva propuesta de diseño tecnificada en sustitución del método empírico actual; consiguiendo así un mayor volumen de arranque, consumo específico y avance del túnel; por ende el proceso investigativo y de campo determinó que la nueva propuesta alcanza resultados favorables sugiriendo a la empresa minera utilizar este diseño.

**Palabras Clave:** optimización, perforación, voladura, volumen de arranque, consumo específico y avance.



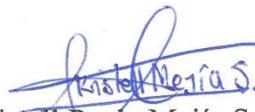
Ernesto Patricio Feijoo Calle

**Director del Trabajo de Titulación**



Leonardo Aníbal Núñez Rodas

**Coordinador de Escuela**



Kristell Paola Mejía Salazar

**Autor**

**OPTIMIZATION OF THE DRILLING PROCESS AND UNDERGROUND  
BLASTING FOR THE ORO SOL UNO MINING COMPANY**

**ABSTRACT**

The objective of this degree work was to optimize the drilling and underground blasting systems for the Oro Sol Uno Mining Society, located in the province of Azuay, Camilo Ponce Enríquez canton, San Gerardo sector. The process consisted in carrying out a survey of field information, an analysis of the geomechanical characteristics of the rocky massif, and the application of the Langerfors and Kihlstrom method to obtain a proposal of technical design to replace the current empirical method. With this, a greater starting volume, specific consumption and tunnel advance were achieved. The investigative and field processes determined that the new proposal generated favorable results, suggesting the use of this design to the mining company.

**Keywords:** optimization, drilling, blasting, starting volume, specific consumption and progress.



Ernesto Patricio Feijoo Calle

**Thesis Director**



Leonardo Aníbal Núñez Rodas

**Faculty Coordinator**



Kristell Paola Mejía Salazar

**Author**



Translated by  
Ing. Paúl Arpi



Kristell Paola Mejía Salazar

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Marzo, 2019

## **OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SUBTERRÁNEA PARA LA SOCIEDAD MINERA ORO SOL UNO.**

### **INTRODUCCIÓN**

La civilización desde la antigüedad se ha visto relacionada con un sin número de actividades entre ellas el aprovechamiento de los recursos naturales, siendo una de estas la explotación minera; cuya labor se sigue efectuando hasta la actualidad actuando dentro del ámbito responsablemente, con el fin de obtener recursos minerales del subsuelo y procesarlos amigablemente con el ambiente.

Toda labor desarrollada en la actividad minera debe ser trabajada con tecnologías limpias y adecuadas que permitan extraer el mineral de interés mediante el uso de métodos, insumos mineros, maquinaria y procesos eficientes de buena calidad que garanticen la salud y seguridad de sus trabajadores.

La evaluación y análisis de las operaciones empleadas generan una mejor optimización de los procesos, es por eso que la presente investigación se enfoca principalmente en el sistema de perforación y voladura subterránea a desarrollarse en el área de estudio; como es de conocimiento este sistema permite el arranque del material midiendo su tiempo de perforación, extracción, adecuada fragmentación y volumen de arranque.

El diseño de la malla de perforación y voladura siempre se deja a criterio de la empresa, jefes u operadores a cargo decidiendo la utilización de un modelo matemático o empírico dentro de sus procedimientos, siendo importante recalcar que al implementarse un modelo matemático se puede obtener de manera más precisa

datos cruciales que produzcan una mejor coordinación de labores y resultados esperados.

A partir de esto el presente trabajo de titulación tiene como objetivo mejorar el proceso de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno la misma que se encuentra ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez.

Durante el desarrollo y análisis del caso de estudio se busca hacer todas las mejoras posibles implementando un modelo matemático tecnificado con una nueva propuesta de diseño, logrando reducir costos sin afectar su productividad; por ende el trabajo a realizar se enfoca en obtener un área de túnel que genere un mayor volumen de arranque y consumo específico dentro de los rangos teóricos establecido; determinando un análisis de comparación de resultados entre la malla de perforación actual con la nueva propuesta de diseño.

## CAPÍTULO 1

### ASPECTOS GENERALES

#### 1.1. Descripción general de la mina

La Sociedad Minera Oro Sol Uno forma parte de la Concesión Minera Renacer M3 Guena II, encargada de la explotación de minerales no metálicos siendo su mineral principal de explotación y comercialización el oro; cuyo fin es obtener beneficios a partir de ellos, los mismos que generen ingresos para aportar económicamente en el desarrollo de la comunidad y del País.

La empresa se dedica a la explotación, producción, beneficio, fundición, refinación y comercialización de oro, denominada en la actualidad como régimen de pequeña minería.

La misma que busca en el presente mejorar sus operaciones, insumos mineros y la implementación de nueva maquinaria con el objetivo de llegar a ser una empresa denominada como mediana minería.

Datos generales de la mina Oro Sol Uno como su ubicación política, superficie, coordenadas, tipo de mineral, etc. Se demuestra a continuación:

Tabla 1.1 Información del área minera

Nombre de la concesión minera	Renacer M3 Guena II
Código	101602
Titular	Asociación de producción, beneficio, fundición y refinación de oro y otros minerales.
Nombre del contrato de operación	Oro Sol Uno
Tipo de mineral	Oro - Plata
Representante Legal	Ing. Alberto Salazar Sánchez
Ubicación Política	Provincia: Azuay Cantón: Camilo Ponce Enríquez Parroquia: Ponce Enríquez Sector: San Gerardo
Fase	Explotación

Fuente: (ARCOM)

## 1.2. Ubicación

La mina Oro Sol Uno es operador de la concesión minera Renacer M3 Guena II que se encuentra ubicada en el Sur Occidente de la provincia del Azuay, cantón Camilo Ponce Enríquez, en la parroquia Ponce Enríquez, sector San Gerardo a 2 horas de la ciudad de Machala.

Tabla 1.2 Coordenadas del área minera

RENACER M3			ORO SOL UNO		
PUNTOS	WGS 84 - ZONA 17S		PUNTOS	WGS 84 - ZONA 17S	
	X	Y		X	Y
PP	649741	9663127	PP	651399	9662236
1	650841	9663127	1	651399	9661998
2	650841	9662427	2	651567	9661998
3	654841	9662427	3	651567	9661937
4	654841	9664627	4	651968	9661937
5	655341	9664627	5	651968	9662435
6	655341	9664327	6	651567	9662435
7	655541	9664327	7	651567	9662236
8	655541	9664227			
9	655741	9664227			
10	655741	9664627			
11	656741	9664627			
12	656741	9661627			
13	650341	9661627			
14	650341	9662727			
15	650141	9662727			
16	650141	9662827			
17	650041	9662827			
18	650041	9662727			
19	649741	9662727			

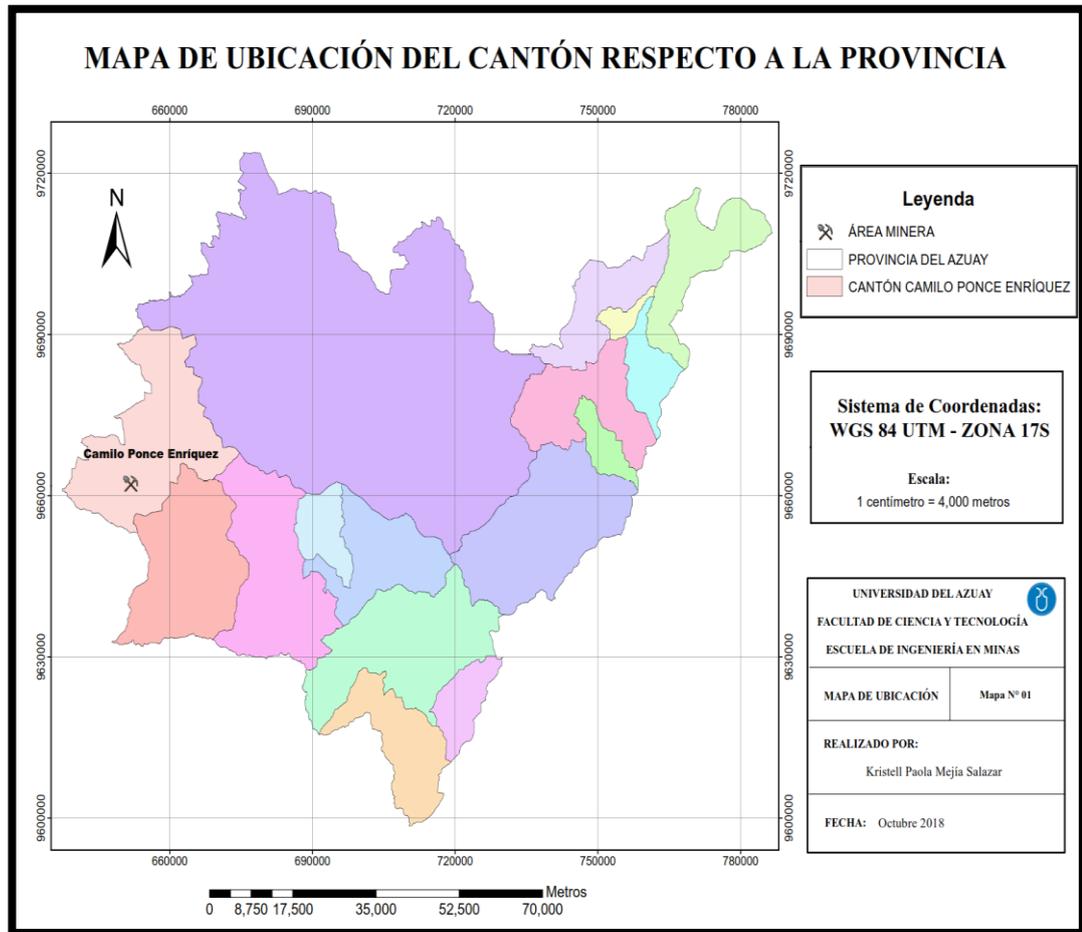


Figura 1.1 Mapa de Ubicación

El área de estudio se encuentra a 1627 m.s.n.m, la superficie de la concesión Renacer M3 Guena II comprende 974 hectáreas mineras y cabe recalcar que dos de las importantes cuencas hidrográficas de la cabecera cantonal pasan por el área de estudio como son el río Gala y Tenguel.

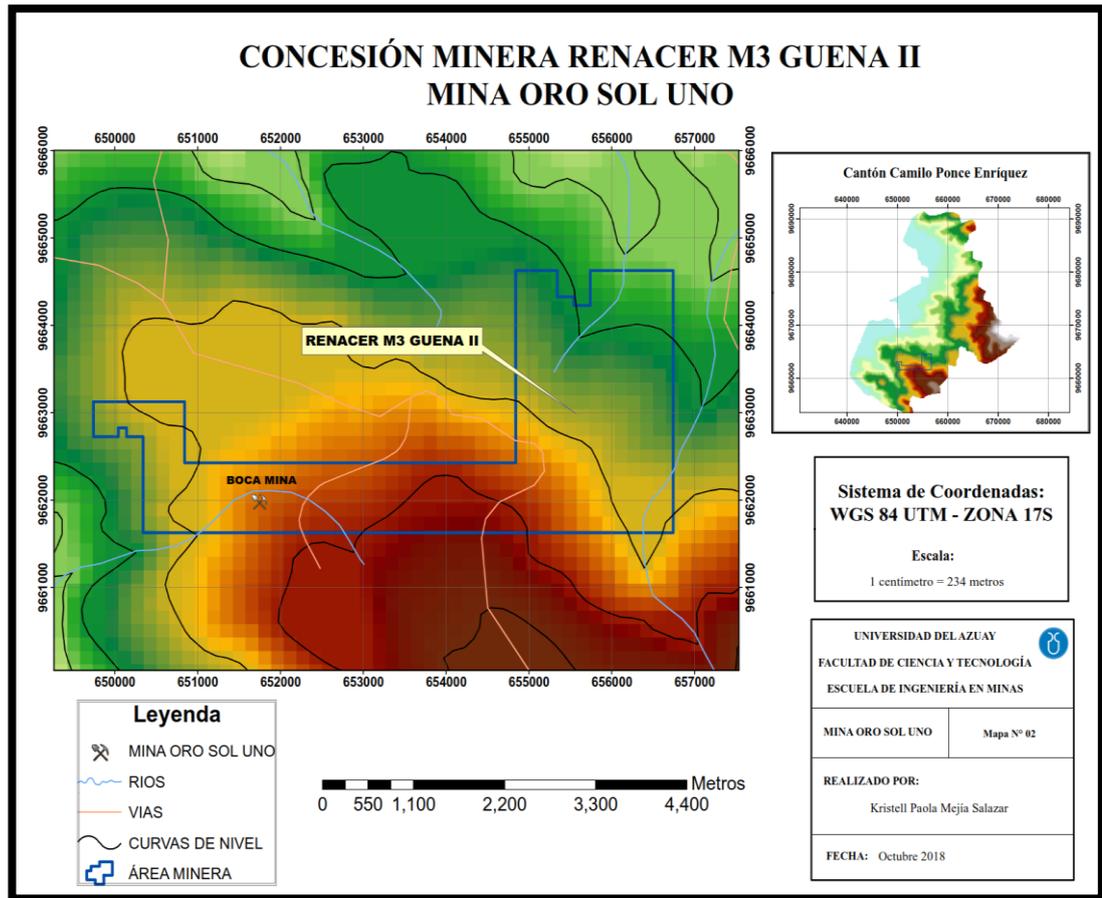


Figura 1.2 Mapa de ubicación de la mina Oro Sol Uno

### 1.3. Acceso al área minera

Para el ingreso a la sociedad minera se lo puede efectuar por dos medios: El primer acceso se lo realiza por una vía de primer orden donde su recorrido es desde la ciudad de Machala, El Guabo, Ponce Enríquez, Santa Marta y San Gerardo; o por la segunda opción viniendo desde la ciudad de Cuenca, Molleturo, Naranjal, Santa Marta y San Gerardo.

Es indispensable puntualizar que también se puede acceder al sitio por vía aérea y luego terrestre, ya que hay un aeropuerto en la ciudad de Santa Rosa donde se puede abordar un avión desde:

Quito - Santa Rosa: 1 hora

Guayaquil - Santa Rosa: ½ hora

Una vez arribando al cantón se puede viajar por vía terrestre desde Santa Rosa hacia el área de estudio por las rutas antes mencionadas.

Cabe señalar que desde el sitio San Gerardo hasta la sociedad minera todo el trayecto presenta una vía de tercer orden; donde el recorrido es de 45 km desde el centro cantonal hasta el sitio antes mencionado, luego 4 km más adelante podemos encontrar el área de estudio.



Figura 1.3 Vía de ingreso hacia el sitio San Gerardo



Figura 1.4 Vía de ingreso a la mina Oro Sol Uno

#### **1.4. Geología**

Es aquella ciencia que estudia la composición física y química de la tierra, sus formaciones, su composición; analizando la estructura interna de la misma, el comportamiento geológico, material que lo compone y los aspectos geológicos que han ido evolucionando a lo largo del tiempo (Navea, 2016).

El Ecuador continental se localiza en una zona donde la convergencia de las placas tectónicas Nazca y Sudamericana forman un proceso de subducción, donde la placa Nazca se crea a partir de la cordillera submarina del Pacífico Oriental encontrándose frente a las costas sudamericanas; mientras que la placa Sudamericana se forma en la cordillera submarina centro-oceánica del Atlántico medio (López, 2017, pág. 18).

El choque de las placas antes mencionadas es responsable de la presencia de una fosa tectónica que se encuentra ubicada costa afuera y de la existencia de zonas fisiográficas definidas en el territorio continental ecuatoriano (López V. , 2017).

Siendo está formada por tres zonas geológicas y geomorfológicas divididas en:

La zona costera o planicies costeras que se encuentran hacia el occidente, la zona de la sierra o central montañosa, y por último la zona baja denominada el Oriente las mismas que se ubican hacia el este (Medina, 2013).

#### **1.4.1. Geología Regional**

El área de estudio se encuentra ubicada en el campo minero del cantón Camilo Ponce Enríquez formando parte de la región andina o sierra ecuatoriana, siendo está dividida en dos zonas geológicamente paralelas distintas con rumbo NNE; por ende en la Cordillera Oriental podemos encontrar rocas metamórficas mientras que en la Cordillera Occidental existen la presencia de rocas volcánicas y sedimentarias (Medina, 2013).

El origen de la Cordillera Occidental se basa en dos teorías donde Baldock (1982) definió a la zona como una secuencia de sedimentos de arco volcánico o formación Macuchi, siendo estos depositados desde el Cretácico tardío hasta el Eoceno y posteriormente fueron emplazados tectónicamente; mientras que Feininger (1987) interpretó a dichos sedimentos como de origen volcánico (Medina, 2013, pág. 103).

El aspecto geológico de la región está conformado por seis formaciones geológicas, los mismos que son divididos en:

**Formación Macuchi (PC EM).**- Perteneciente al período Paleoceno/Eoceno localizado al borde de la cordillera Occidental como una secuencia de arco volcánico submarino representado por rocas sedimentarias con volcánicos intercalado, encontrando en su composición mineralógica lava andesítica, tobas y volcanoclastos; el cual presenta un color gris-verdoso de rocas duras y compactas de gran volumen (López M. , 2017).

**Formación Piñón (K P).**- En la formación piñón dentro de su composición podemos encontrar rocas extrusivas tipo basalto o andesita basáltica. Además se ha observado la apariencia de lavas basálticas, tobas, lavas porfiríticas, brechas y en menor cantidad argilitas tobáceas, limolitas y arenisca de capas delgadas (Medina, 2013).

Es perteneciente al período Cretáceo siendo determinado su nombre por el río Piñón, la base de su formación no ha sido encontrada; por el cual se le asocia a la base de la formación Cayo y tiene un espesor de al menos 2 km (Medina, 2013).

**Unidad Apagua (E A).**- Es perteneciente a la cordillera occidental formando parte del período Eoceno, en donde su composición se observó la presencia de lutitas y grauwacas con una extensión de 2000 m.

**Unidad La Victoria (PZ V).**- Es una formación geológica que pertenece al período paleozoico, encontrando en su composición mineralógica esquistos y gneis semipelíticos.

**Volcánicos Pisayambo (MPI P).**- Se le denominó formación Pisayambo por su gran extensión donde sus afloramientos se encuentran en la parte alta de la cordillera y estribaciones de la depresión interandina que corresponden a una cobertura volcánica; siendo está conformado por dos unidades una en la parte inferior compuesta de brechas gruesas, aglomerados, tobas y lavas; y otra en la parte superior por flujos masivos de lavas basálticas y andesítica (Herrera, 2013, pág. 38).

Es importante señalar que a la vez hay una secuencia gruesa de lavas y materiales piro-clásticos encontrando en su composición andesitas y riolitos. En 1971 Kennerly propuso que la formación pertenecía a la edad Paleógeno, pero en 1982 Baldock determino que pertenecía a la edad del Mioceno/Plioceno basándose en relaciones estratigráficas (Herrera, 2013)

**Volcánicos Saraguro (O S).**- Está formación cubre una parte del sur de la Cordillera Occidental producto del proceso de meteorización, en el cual Dunkley & Gaibor en 1997 la definió como una secuencia de rocas volcánicas sub-aéreas alcalinas, intermedias a ácidas (Medina, 2013).

En su composición se observó la existencia de lavas andesíticas de un color verde cuando está en estado fresco y cuando se encuentra en estado de alteración se forma un color café amarillento; a su vez, podemos encontrar materiales piroclásticos y riolíticas. Vale mencionar que los volcánicos Saraguro aflora mayormente en la provincias del Azuay, El Oro y Loja perteneciente al período oligoceno (Medina, 2013).

**Depósitos Cenozoicos (CZb, CZ).**- No tiene definido su formación geológica pero se identificó dentro de su composición depósitos de granodiorita, diorita, pórfido, gabro y riolita.

**Depósitos Cuaternarios (QE).**- Al igual que el depósito cenozoico no tiene definido su formación; sin embargo este se encuentra caracterizado por depósitos aluviales compuestos por gravas, arenas, limos y arcillas marinas de estuario.

### GEOLOGÍA REGIONAL

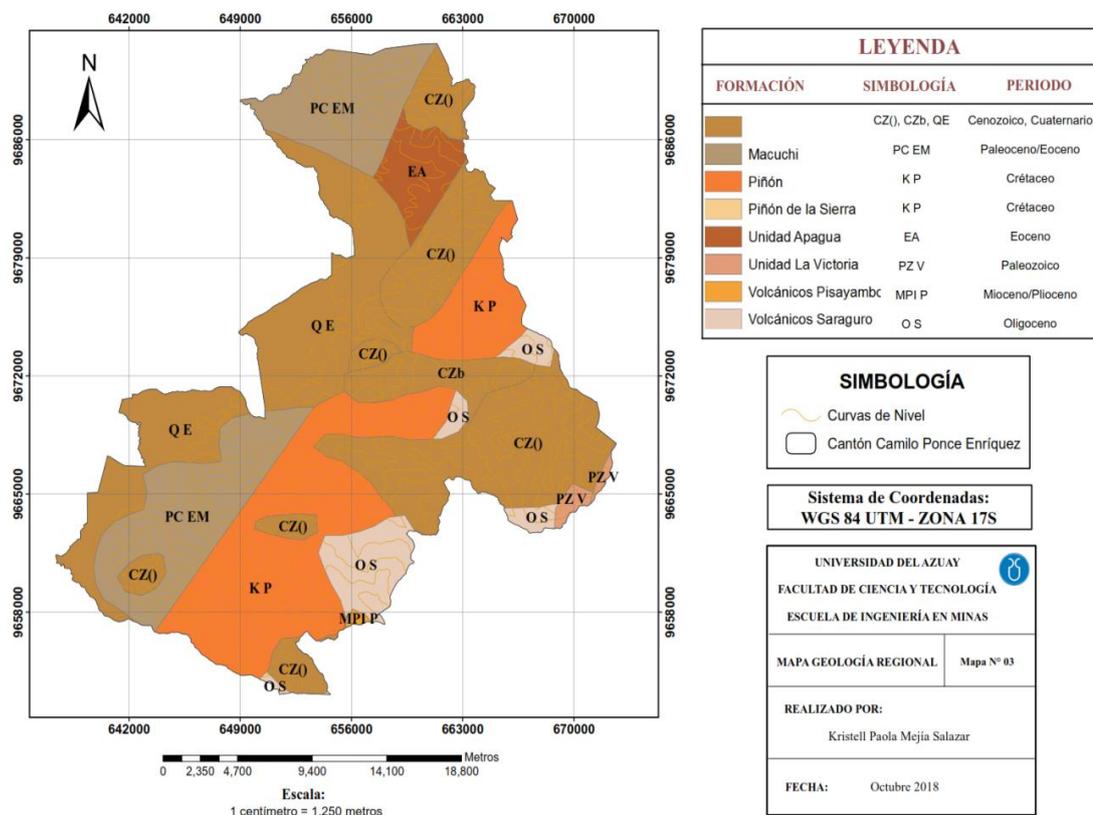


Figura 1.5 Mapa de la Geología Regional

#### 1.4.2. Geología Local

En el área minera se contempla la conformación de dos formaciones geológicas como la Piñón y Volcánicos Saraguro predominando principalmente la formación Piñón dentro del área de estudio.

Dentro de la misma aflora primordialmente las lavas andesíticas, tobas andesíticas, brechas tobáceas y lavas basálticas; en donde se observa la apariencia de tobas andesíticas de roca meteorizada a muy meteorizada (Romero, 2016).

En las estructuras principales de la mina se distingue en las rocas una leve alteración propilítica y stockworks de cuarzo, por ende las vetas del área comprenden una asociación de cuarzo - carbonatos auríferos de baja sulfuración (Romero, 2016).

## GEOLOGÍA LOCAL

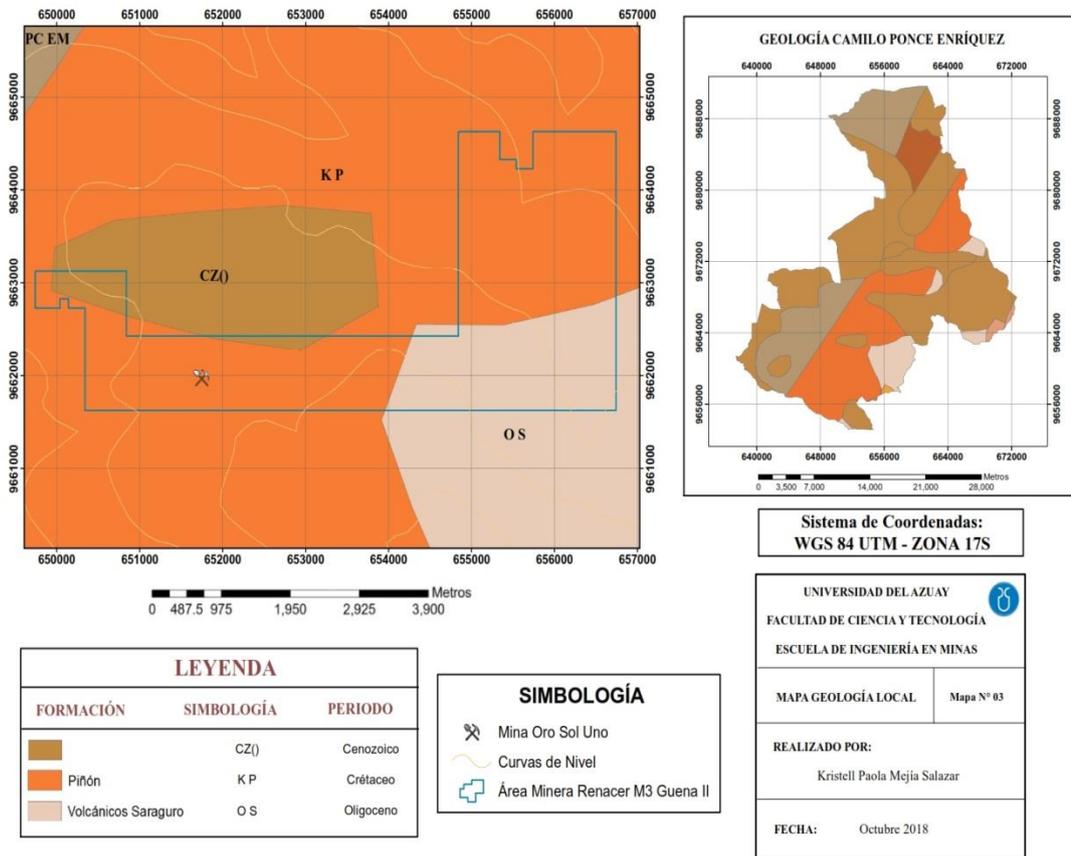


Figura 1.6 Mapa de la Geología Local

### 1.5. Método de Explotación

La selección del método de explotación dependerá de diversas características relacionadas con la naturaleza y forma del depósito mineralizado; a su vez de consideraciones técnico - económicas y las propiedades geomecánicas del macizo rocoso.

El depósito mineralizado de la sociedad minera Oro Sol Uno como es de conocimiento se explota mediante el método de Corte y Relleno, también conocido como Cut and Fill.

Consiste en realizar la extracción del material estéril y de interés (veta) mediante franjas horizontales por separado, empezando por la parte inferior del tajo y avanzando verticalmente hacia arriba (Lozano, 2015).

Una vez extraída toda la franja, es transportada hacia los sitios de almacenamiento de caja y veta respectivamente; posteriormente se procede al relleno del volumen con material estéril que servirá de piso para el empleo de las labores, al mismo tiempo ayuda al sostener las paredes de las cajas y en caso especiales el techo (Llanque, 2015).

Este método de explotación es una de lo más utilizados en el ámbito minero por ser el más flexible de todos y la aplicación a casi todo tipo de cuerpo mineralizado considerándose como una gran alternativa para la explotación en subniveles (Lozano, 2015).

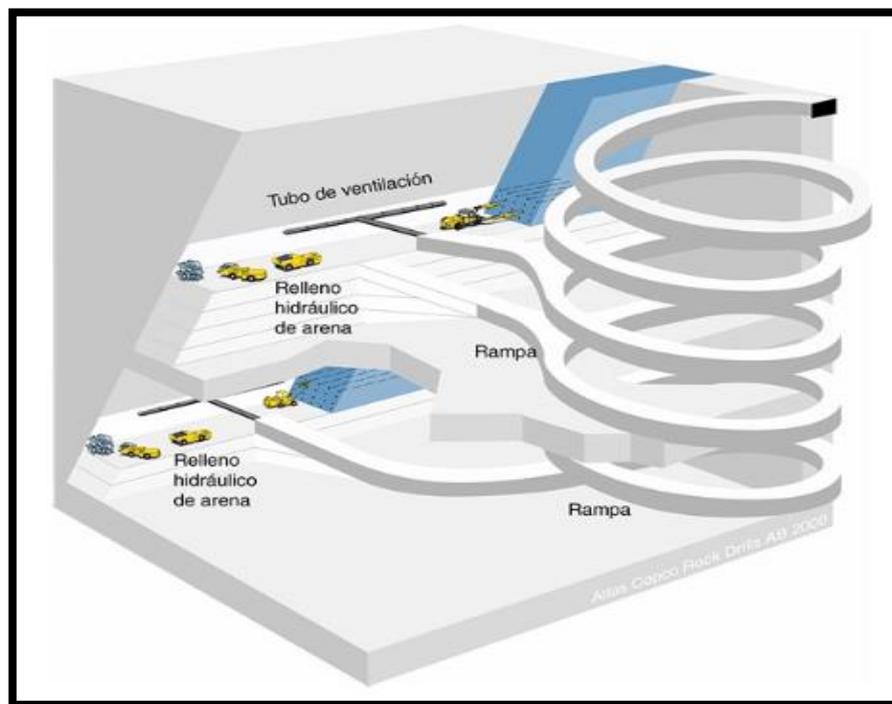


Figura 1.7 Método de explotación de Corte y Relleno

Fuente: (Muñoz, 2002)

En las labores de explotación que se emplean en las actividades diarias de la mina en sus diferentes frentes de avance, se realizan perforaciones de 1.60 m de avance con una altura de 2.20 m y una luz de 2 m; o dependiendo del desarrollo de las labores su ancho y luz pueden variar de 1.70 a 2.20 m respectivamente.

El ciclo de minado que se aplica en los procesos operativos es lo característico del método, lo mismo que consiste en:

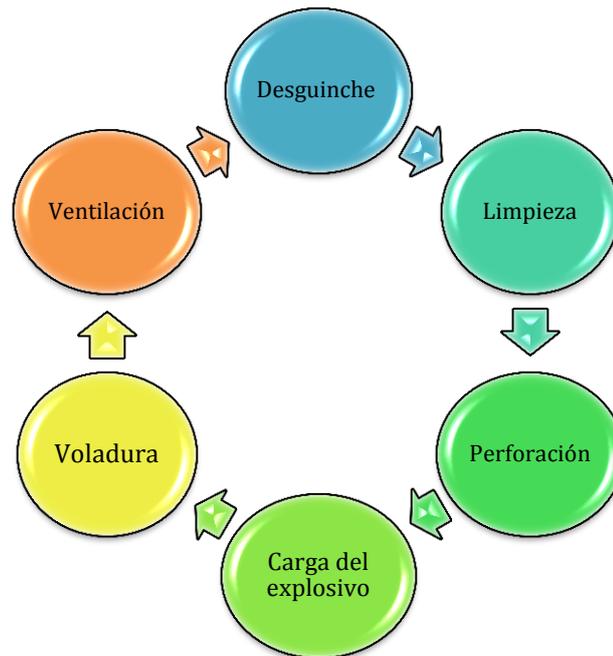


Figura 1.8 Ciclo de minado

## CAPÍTULO 2

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. Propiedades físico – mecánicas del macizo rocoso

En la actualidad existe un sin número de propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso que se debe tener en cuenta para el análisis y diseño de la malla de perforación y así obtener una voladura eficiente; por ende la presente investigación se centrará en determinar datos específicos que aporten en el desarrollo del sistema de voladura a realizar en el túnel de la mina Oro Sol Uno.

##### 2.1.1. Peso Específico

El peso específico de la roca que atraviesa el túnel está definido por el peso de la parte dura con respecto a su unidad de volumen (Sánchez, 2012). Su fórmula se expresa de la siguiente manera:

$$\rho = \frac{G}{V_d}$$

Fuente: (Sánchez, 2012)

Dónde:

$\rho$  = Peso específico de la roca ( $\text{g/m}^3$ )

$G$  = Peso de la parte dura de la roca (g)

$V_d$  = Volumen de la parte dura de la roca ( $\text{m}^3$ )

##### 2.1.2. Densidad

La densidad es la relación entre la masa que contiene la unidad de volumen. La cual se expresa de la siguiente manera:

$$\delta = \frac{M}{V}$$

Fuente: (Sánchez, 2012)

Dónde:

$\delta$  = Densidad de la roca ( $\text{kg/m}^3$ )

$M$  = Masa de la roca (kg)

$V = \text{Volumen de la roca (m}^3\text{)}$

## **2.2. Geomecánica**

Proceso que nos permite evaluar el comportamiento de la roca ante esfuerzos que puedan ejercer sobre la misma, así como sus características principales micro fisuras, discontinuidades, cavidades, etc. (Buele, 2017). Las cuales tienen gran influencia en el sistema de voladura a realizar en los diferentes frentes de avance.

### **2.2.1. Ensayo de Laboratorio**

Mediante la recolección de muestras tomadas en la salida de campo se especificará cual es la resistencia y calidad de la roca mediante el ensayo de compresión uniaxial, las mismas que serán analizadas en los laboratorios de la Universidad del Azuay.

### **2.2.2. Clasificación Geomecánica del macizo rocoso**

Esta clasificación se ha venido desarrollando a lo largo del tiempo, el mismo que permite realizar un estudio de la estabilidad del macizo y los parámetros que se deben considerar para su determinación; en donde se establece que si se obtienen valores bajos en el índice de calidad del macizo rocoso se ve la necesidad de implementar sostenimiento para el túnel garantizando siempre la seguridad del personal (Feijoo, 1997).

Existen varias clasificaciones para la adecuada determinación del macizo rocoso pero la más utilizada y en la cual nos concentraremos para el análisis del caso de estudio es la Clasificación Geomecánica (RMR).

#### **2.2.2.1. Clasificación Geomecánica RMR**

Conocido como el sistema Rock Mass Rating el cual fue desarrollado por Bieniawski, en donde clasifica al macizo con un valor comprendido entre 0 a 100 puntos; siendo 0 roca muy mala y 100 roca muy buena (Osinermin, 2017).

Sus parámetros de valoración comprenden los siguientes aspectos:

- **Resistencia a la compresión uniaxial o  $I_s$  (50).**

Según Feijoo este ensayo permite determinar la resistencia de la roca desde muy baja a muy alta, cuyos valores se miden desde 10 hasta 2000 kg/cm<sup>2</sup> manifestando la calidad y tipo de roca, la misma que se clasifica en cinco categorías; como se puede observar en la siguiente tabla:

Tabla 2.1 Clasificación de Deere y Miller

Descripción	Resistencia a la compresión uniaxial. MPa	Ejemplos de roca
Resistencia muy baja	1-25	Yeso, sal de roca
Resistencia baja	25-50	Carbón, limolita, esquisto
Resistencia media	50-100	Arenisca, pizarra, lutita
Resistencia alta	100-200	Mármol, granito, gneiss
Resistencia muy alta	>200	Cuarcita, gabro, basalto

Fuente: (Feijoo, 1997)

La prueba consiste en determinar la resistencia máxima a la compresión de una muestra de roca, la cual es sometida a una carga o fuerza axial que es aplicada a cierta presión produciendo la rotura de la misma cuyos datos obtenidos son conocidos como la resistencia a la compresión simple (Osinermin, 2017).

(Buele, 2017) Indica que la relación de los esfuerzos aplicados debe considerar los siguientes aspectos como:

Razón largo/ancho de la probeta debe ser 2:1

Extremos deben ser paralelos y pulidos, sin grietas.

- **Índice de calidad de la roca (RQD).**

También conocido como RQD fue propuesto por Deere en 1964 es uno de los sistemas más empleados para determinar la competencia del macizo rocoso.

Donde Feijoo define al RQD como el porcentaje de testigos recuperados en longitud mayor o igual a 10 cm con respecto a la longitud perforada.

$$RQD(100\%) = \frac{\text{Longitud total de los testigos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total perforada}} \times 100$$

Fuente: (Feijoo, 1997)

Si no disponemos de testigos de recuperación, se puede estimar el RQD midiendo el número de juntas o fracturas presentes en un metro lineal de roca; si la frecuencia de fracturas aumenta la valoración del RQD disminuye (Osinermin, 2017).

Para la determinación del RQD con el número de fracturas se aplica la siguiente fórmula:

$$\text{RQD} = 100 - (4 \times \text{N}^\circ \text{ fracturas por metro})$$

Fuente: (Sánchez, 2012)

Tabla 2.2 Interpretación de valores del RQD

Descripción del índice de calidad de la roca	Valor del RQD
Muy pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

Fuente: (Osinermin, 2017)

- **Espaciamiento de Discontinuidades.**

Para evaluar la distancia entre discontinuidades, (Feijoo, 1997) indica que se debe colocar un hilo de varios metros de longitud en el macizo rocoso, posteriormente tomar las medidas de separación entre junta y junta; por último con todos los valores obtenidos determinar su valor promedio.

- **Condición de Discontinuidades.**

Las discontinuidades presentes en el macizo rocoso tienen influencia sobre el diseño y ejecución de la voladura, determinado el grado de fracturación y tamaño del material.

En este ensayo se debe tomar en cuenta la separación o abertura de la juntas, continuidad, rugosidad, la condición mecánica de las caras y la presencia o no de material relleno entre la misma (Feijoo, 1997).

- **Condiciones Hidrológicas.**

Es aquel que nos permite evaluar la influencia de agua en el macizo rocoso, donde se señala que es recomendable realizar un análisis del estado hidrológico de la zona evaluando si el macizo se encuentra completamente seco o con problemas de agua graves (Feijoo, 1997).

Tabla 2.3 Parámetro de clasificación y puntaje correspondiente

PARÁMETRO		RANGO DE VALORES						
Resistencia del material intacto	Índice de Point load test	> 8 MPa	4 a 8 MPa	2 a 4 MPa	1 a 2 MPa	En estos bajos valores utilizar el RCU		
	Resistencia compresión uniaxial	> 200 MPa	100 a 200 MPa	50 a 100 MPa	25 a 50 MPa	10 a 25 MPa	3 a 10 MPa	1 a 3 MPa
PUNTAJE		15	12	7	4	2	1	0
RQD		90 a 100 %	75 a 90 %	50 a 75 %	25 a 50 %	< 25 %		
PUNTAJE		20	17	13	8	3		
Distancia entre Diaclasas		> 3 m	1 a 3 m	0.3 a 1 m	50 a 300 mm	< 50 mm		
PUNTAJE		30	25	20	10	5		
Condiciones de Fracturas		A	B	C	D	E		
PUNTAJE		25	20	12	6	0		
Condiciones Hidrológica	Caudal de agua en 10 m de túnel	0 lit/min		< 25 lit/min	25 a 125 lit/min	> 125 lit/min		
	Pw/Smax	0		0 a 0.2	0.2 a 0.5	> 0.5		
	Condiciones Generales	Completamente seco		Húmedo/ agua intersticial	Presión moderada	Problemas de agua muy graves		
PUNTAJE		10		7	4	0		

Fuente: (Feijoo, 1997)

Cabe indicar que si existe la presencia de fracturas o fallas se debe determinar un valor, el cual será restado del total obtenido en el RMR y el puntaje que se obtenga determinará el tipo de roca presente en el área de estudio.

Tabla 2.4 Interpretación de los valores del RMR

RMR	100 a 81	80 a 61	60 a 41	40 a 21	<20
Clase N°	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca discreta	Roca pobre	Roca muy pobre

Fuente: (Feijoo, 1997)

## 2.3. Perforación

Es la primera operación que se realiza antes de la voladura, cuyo propósito es el de generar huecos cilíndricos para alojar el explosivo y sus accesorios.

Donde (Díaz, Guarín, & Jiménez, 2012) aseguran que la perforación dependerá directamente de la dureza y abrasividad de la roca necesaria para lograr el confinamiento del explosivo.

El principio de perforación depende del efecto mecánico de percusión o rotación donde sus efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca (Exsa, 2013). Los más utilizados se clasifican de la siguiente manera:

- Percusión.- Son efectos de golpe y corte, generados como las de un cincel o martillo (Exsa, 2013).
- Percusión-Rotación.- Son efectos de golpe, corte y giro.
- Rotación.- Son efectos de corte por fricción y rayado para material muy duro; donde se genera el desgaste de la roca sin ningún tipo de golpe (Exsa, 2013).
- Fusión.- Es aquel proceso que mediante un dardo de llama funde la roca y el mineral que son extremadamente duros; por ejemplo: aplicados a yacimientos de hierro (Exsa, 2013).

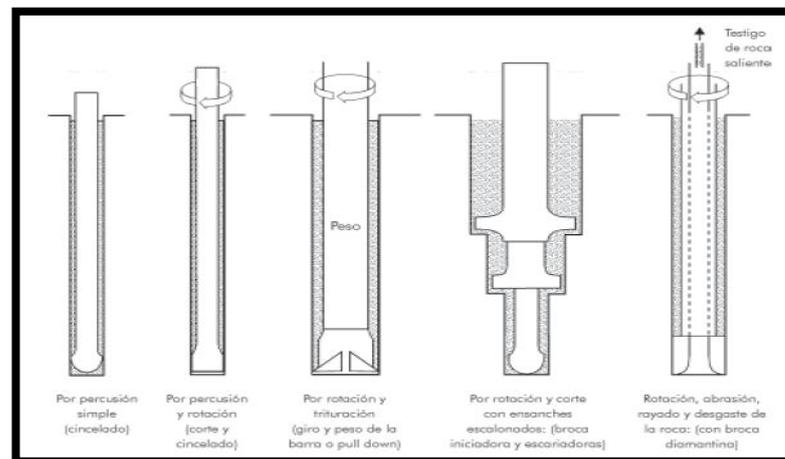


Figura 2.1 Principios de perforación mecánica de la roca

Fuente: (Exsa, 2013)

### 2.3.1. Índice de perforabilidad

Son características principales que deben ser consideradas en el trabajo de perforación. Depende de los siguientes factores:

- Características geomecánicas, mineralógicas y abrasividad de la roca.
- Potencia de percusión de la perforadora.
- Diámetro del barreno.
- Empuje sobre la roca.
- Longitud de perforación.
- Limpieza del fondo del barreno.
- Diseño del equipo y condiciones de trabajo.
- Eficiencia de la operación (Exsa, 2013).

### 2.3.2. Equipos de Perforación

En el ámbito minero la selección de los equipos o maquinarias juega un papel importante en la actualidad, garantizando un mejor desempeño en las actividades; siendo importante considerar la selección de los mismos en base a criterios económicos, mantenimiento, adaptabilidad y condiciones de trabajo seguras.

El equipo de perforación generalmente está dotado de la siguiente manera:

**Perforadora o martillo.-** Su función principal es la transmisión de energía desde su fuente inicial hacia la broca, estos pueden ser ubicados sobre el barreno (drifters) o en la punta del barreno (down the hole) (Exsa, 2013).

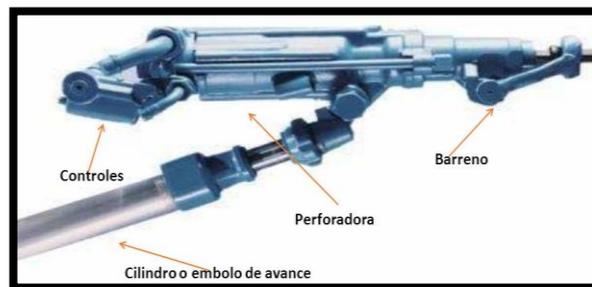


Figura 2.2 Perforadora

Fuente: (Sánchez, 2012)

**Soporte.-** Son aquellos que tienen la función de soportar el peso de la máquina y la barra.

**Compresores y bomba hidráulica.-** Son utilizados para transmitir energía o paso de agua, a los taladros o martillos de perforación donde fluyen a través de ellos (Exsa, 2013).

La mina en sus actividades de perforación y evacuación de gases tóxicos en los frentes de explotación, se abastecen mediante un compresor eléctrico SULLAIR VCC-200S que genera el paso de aire y agua.



Figura 2.3 Compresor Eléctrico

**Brocas.-** Es la herramienta de corte que se encuentra en contacto con la roca a ser perforada, su elección depende del tipo de máquina de perforación que se tenga, características de la roca y diámetro de los cartuchos explosivos (Sánchez, 2012).

Según Sánchez: la broca está conformada por seis botones periféricos, tres botones internos, agujeros y ranuras.

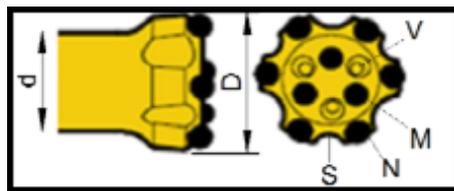


Figura 2.4 Especificaciones de una broca

Fuente: (Sánchez, 2012)

**Barrenos.-** Son barras de acero que cuentan con un conducto interior que permite el paso del agua y barrido de los detritos, en su extremo posee una rosca que le permite a la broca acoplarse (Sánchez, 2012).

**Accesorios.-** Elementos secundarios a utilizarse como mangueras, aceitadoras, etc.

### **2.3.3. Máquinas perforadoras**

Existen cuatro tipos de máquinas perforadoras, las mismas que se clasifican en:

#### **Manuales**

Son de percusión con aire comprimido empleadas para pequeños diámetros (25 a 50 mm); utilizadas para trabajos horizontales o piso y para huecos verticales o techos (Exsa, 2013).

#### **Mecanizadas**

Son de percusión o roto-percusión, las mismas que son montadas en un chasis sobre ruedas u orugas, empleadas para diámetros de 150 mm y 20 m de profundidad (Exsa, 2013).

#### **Mecanizadas rotatorias**

Son utilizadas para voladuras a tajos abiertos montadas sobre camión o sobre orugas de traslación propia con motor rotatorio independiente y perforación por presión (Exsa, 2013).

#### **Neumáticas**

Este tipo de máquina es la más utilizada en el ámbito minero y en las labores de avance de la mina Oro Sol Uno; adoptada principalmente en el régimen de pequeña minera por su facilidad y manejo.

Exsa señala que la misma está conformada por un martillo accionado con aire comprimido, el mismo que consta de un cilindro cerrado con tapa delantera formado por una abertura axial donde va colocado la porta barreno.

Además dispone de un pistón que con su movimiento golpea el vástago transmitiendo la onda de choque a la varilla, donde el paso de aire está regulado por una válvula que permite accionar el pistón; así mismo el sistema de barrido consta de un tubo que permite el paso de aire al interior de la varilla de perforación (Exsa, 2013).

#### **2.3.4. Condiciones de Perforación**

Para que la voladura resulte eficiente y precisa es necesario considerar no solo el tipo de explosivo y su carga; si no también la calidad de la perforación.

- **Diámetro**

Depende de las condiciones de trabajo a ser utilizadas y el tipo de barreno.

- **Longitud**

Depende de la capacidad del equipo de perforación y del avance de disparo que requiera la empresa (Exsa, 2013).

- **Rectitud**

Estos pueden variar por el tipo de roca, método de perforación y características del equipo; mayor rectitud, mejor distribución del explosivo (Exsa, 2013).

- **Estabilidad**

Los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su aplicación (Exsa, 2013).

- **Velocidad de penetración y barrido**

Este proceso depende no solo de la fuerza de aplicación; sino también del barrido o limpieza de los detritos del taladro con aire comprimido o agua a presión, a través del barreno conforme avance la perforación (Exsa, 2013).

Según Palomino: indica que la dureza y abrasividad de la roca son factores importantes, es decir cuánto más blanda la roca y menor diámetro, mayor velocidad de rotación.

- **Fracturación del material**

Es el proceso que consiste principalmente de aplicar fuerzas a través del barreno y su broca, generando que la misma sea fracturada (Palomino, 2016).

- **Evacuación de detritus**

Para que el avance en la perforación resulte eficiente, Palomino señala que es necesario evacuar el detritus después de que se hayan formado; para luego realizar la limpieza del taladro, evitando así el desgaste de la broca y los barrenos.

### 2.3.5. Procedimiento de Perforación

Una adecuada coordinación de las actividades permite obtener un mejor rendimiento del proceso, siendo estas:

#### Posicionamiento de la máquina perforadora

Es importante que la maquina se encuentre en una posición firme, adecuada y segura, para evitar desplazamientos o errores durante la perforación (Palomino, 2016).

#### Emboquillado

Es cuando el barreno presiona la broca contra la roca, aplicando un barrido en el barreno, aumentando la energía de impacto y la fuerza de avance para que la broca penetre en la roca (Palomino, 2016).

#### Fase de perforación

Acción que se realiza mediante el efecto de la máquina perforadora, donde se emplea una fuerza de impacto en el proceso (Palomino, 2016).

- Percusión.- Impacto de la broca contra la roca.
- Rotación.- Movimiento giratoria de la broca para que se genere impacto sobre la roca.
- Avance.- Fuerza de avance de la perforación.
- Barrido.- El fluido del barrido permite extraer todo el detrito del fondo del taladro con el fin de dejarlo limpio (Palomino, 2016).

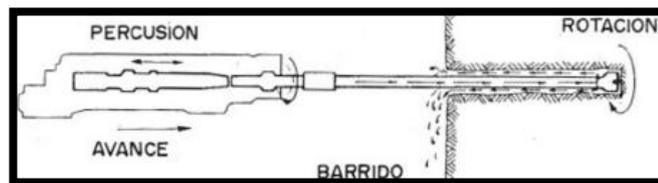


Figura 2.5 Máquina Perforadora

Fuente: (Díaz, Guarín, & Jiménez, 2012).

### 2.3.6. Errores de perforación

En el avance del túnel de explotación no siempre la perforación será de una eficiencia del 100%, según Exsa pueden existir errores en la misma viéndose

afectada por diversos factores como la desviación del barreno, detritos, irregularidades del terreno, la sobre perforación, irregularidad de taladros, etc.

Los errores más comunes durante la perforación, se demuestran en la siguiente figura.

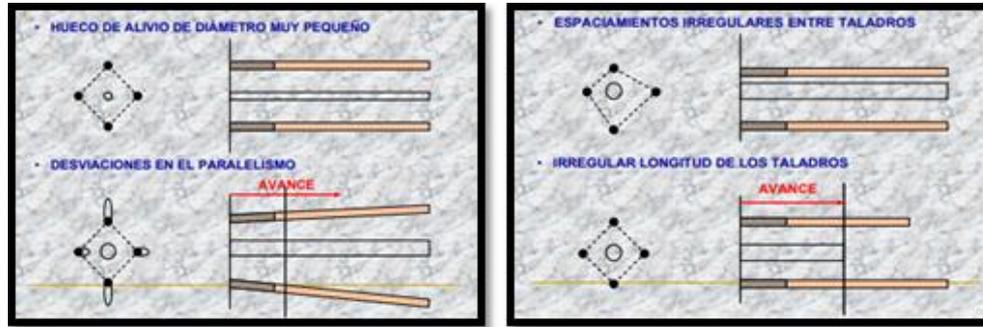


Figura 2.6 Errores de Perforación

Fuente: (Exsa, 2013)

### 2.3.7. Perforación Convencional

Este tipo de perforación se aplica principalmente en minería subterránea para el avance de túneles, galerías, piques o rampas; donde la sección del túnel en este tipo de perforación es semi elíptica, circular o cuadrática como lo requiera la empresa, conservando siempre el esquema de distribución (Exsa, 2013).

Su principio es atacar la cara libre del túnel mediante taladros paralelos, los cuales forman una cavidad inicial con los taladros de arranque; seguida de taladros de rotura que son distribuidos alrededor del arranque delimitando el área del frontón con taladros periféricos (Exsa, 2013).

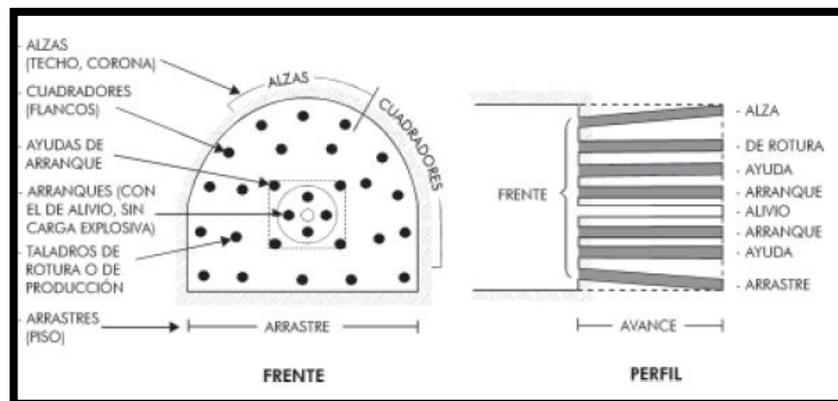


Figura 2.7 Esquema de distribución de taladros

Fuente: (Exsa, 2013)

Cabe señalar que el tipo de perforación que se emplea en la mina es el de rotopercusión neumáticas; proceso que se realiza en la mayoría de las actividades mineras en el Ecuador por su agilidad, efectos de golpe, trituración, rapidez y costo.

Una buena operación en el ciclo de trabajo mantiene una coordinación acertada de labores, garantizando una optimización en la producción. Lo característico de esto se define en lo siguiente:

- ✓ Limpieza frentes de avance.
- ✓ Desalojo del material.
- ✓ Transporte.
- ✓ Perforación de taladros.
- ✓ Carga de taladros con la sustancia explosiva.
- ✓ Disparo de voladura.
- ✓ Evacuación de gases, humo y ventilación.

#### **2.4. Explosivos**

En la actividad minera una vez realizado el sistema de perforación y evacuación de detritus, se procede a la colocación de la sustancia explosiva; donde su función principal, es la liberación máxima de energía para así lograr la fragmentación del macizo rocoso. Siendo su proceso controlado en base a tiempo para evitar sucesos inesperados.

Un explosivo es un compuesto químico, sólido y físico, que por reacciones químicas se transforman en una masa gaseosa que a elevadas temperaturas provocan altas presiones y gran volumen de gases; siendo utilizados en el medio por su gran efectividad que genera el arranque del material en base a costos y tiempos de operación (Explocen, 1992).

Los procesos de descomposición de un explosivo se dividen de la siguiente manera:

- Combustión.- Reacción exotérmica capaz de desprender calor siendo este transmitido por los productos gaseosos de la reacción (López C. J., 2003).
- Deflagración.- Reacción exotérmica que está asociada con la onda de choque que se propaga por el explosivo liberada por la reacción que mantiene esta onda de choque (Explocen, 1992).

- Detonación.- Proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y liberación de energía tan rápida de gran expansión, con un volumen más grande que su volumen original; donde se genera una onda de choque que se propaga a través de su propia masa (Explocen, 1992).

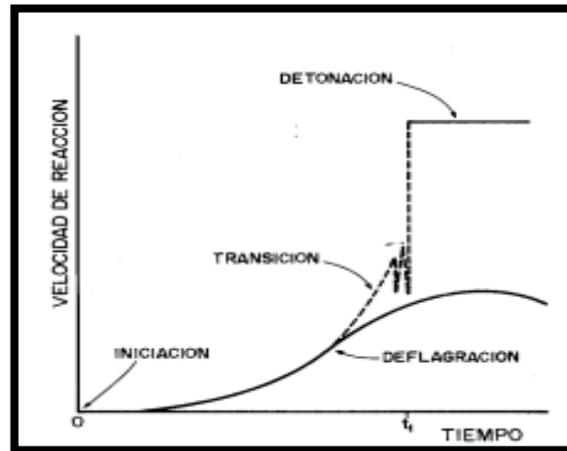


Figura 2.8 Desarrollo de una detonación

Fuente: (López C. J., 2003)

#### 2.4.1. Tipos de explosivos

Existen dos grupos de explosivos que se agrupan en base a la velocidad de onda de choque, los mismos que se clasifican en:

##### **Explosivos rápidos y detonantes**

Estos explosivos comprenden su velocidad de detonación entre 2000 y 7000 m/s, los mismos que se clasifican en primarios y secundarios según su efecto de aplicación.

Los primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores que sirven para detonar a los secundarios; mientras que los secundarios su función es el arranque y rotura de las rocas, aunque son menos sensibles que los primarios desempeñan un mayor trabajo útil (Sánchez, 2012).

##### **Explosivos lentos y deflagrantes**

Estos presentan velocidades menores de 2000 m/s, comprenden pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores de artillería y cohetaría; no se aplica en la minería o ingeniería civil, sin embargo el único uso es el de la pólvora que es empleada para el núcleo de la mecha de seguridad (Sánchez, 2012).

### **2.4.2. Características de los explosivos**

La consideración de las siguientes características es importante para la selección y manejo de los explosivos.

#### **Potencia**

Sánchez define a la potencia como: la cantidad de energía contenida o efectos mecánicos que se pueden generar luego de una detonación; cabe mencionar que existen métodos de medición de la potencia, pero ningún de estos es satisfactorio su uso; es por eso que la clasificación de la misma no compara la efectividad de fragmentación de la roca con el tipo de explosivo.

#### **Velocidad de detonación**

López describe a la velocidad de detonación como: La velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo o a lo largo de la columna explosiva sea a aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura (pág. 110).

Este aspecto define el ritmo de liberación de energía ya sea en forma de sonido, calor y gases en un determinado tiempo, siendo aprovechados para la fragmentación del macizo rocoso (Vilela, 2014).

Cabe mencionar que existen factores que pueden afectar el rendimiento de la velocidad siendo estos: la densidad, diámetro, confinamiento, iniciación y envejecimiento del explosivo (López C. J., 2003).

#### **Densidad**

La densidad del explosivo puede variar de 0.8 a 1.6 g/cm<sup>3</sup>, mientras mayor intensidad mejor será el efecto rompedor que proporciona (Vilela, 2014).

El aspecto del agente explosivo en cuanto a su densidad puede ser un factor crítico, ya que si esta es muy baja se vuelven sensibles al cordón detonante siendo iniciada antes de que el booster inicie la detonación; en cambio sí es muy alta, pueden ser insensibles y no detonar (López C. J., 2003).

Es por eso que la densidad debe ser considerada en el cálculo de la carga necesaria a ser utilizada para la voladura.

### **Estabilidad**

Los explosivos deben ser almacenados en condiciones normales y estables, no pueden sufrir cambios o descomposición física y química; aunque este parámetro puede verse afectado por el tiempo y lugar de almacenamiento (Explocen, 1992).

### **Resistencia al agua**

Es la característica de algunos explosivos para resistir un prolongado tiempo al contacto con el agua sin modificar sus características iniciales.

Pueden variar en base a la composición del explosivo, los más resistentes son: hidrogeles, gomas y emulsiones; mientras que las sales oxidantes como el ANFO reducen su resistencia al agua por su composición higroscópica (López C. J., 2003).

### **Transmisión de detonación**

Es la capacidad de reacción de un explosivo frente a otro, induciendo a ser iniciado cuando estos se encuentran cerca; la buena transmisión de los barrenos es la garantía de conseguir una completa detonación de las columnas de explosivo (López C. J., 2003).

### **Presión de detonación**

Hace referencia en función de la densidad del explosivo y el cuadrado de la velocidad de detonación (Explocen, 1992).

#### **2.4.3. Explosivos más utilizados**

Para la selección del explosivo se toma como base de referencia su efectividad, costo, seguridad y fácil manejo; hoy en día existen diversas empresas o marcas que ofertan este tipo de accesorios y explosivos, dejando a gustos y criterios de sus compradores.

En general los más utilizados en el Ecuador son:

- ✓ Dinamitas:  
Explogel I, II y III
- ✓ Emulsiones
- ✓ ANFO

Como se pudo constatar en la Sociedad Minera Oro Sol Uno, realizan su sistema de voladura con los explosivos Emulnor 3000 y Nitrato de Amonio (ANFO); los mismos que se detallan a continuación para el conocimiento de sus características.

#### 2.4.3.1. Nitrato de Amonio (ANFO)

Es una mezcla explosiva que se maneja en toda actividad minera por su buena manipulación, bajo costo y alto rendimiento energético; colocado como carga de columna en muchas operaciones.

El ANFO es una sal inorgánica, no explosiva, el cual está compuesto de 94% de nitrato de amonio y 6% de combustible; no puede ser aplicado en taladros que contengan agua, ya que su resistencia al agua es casi nula (Vilela, 2014).

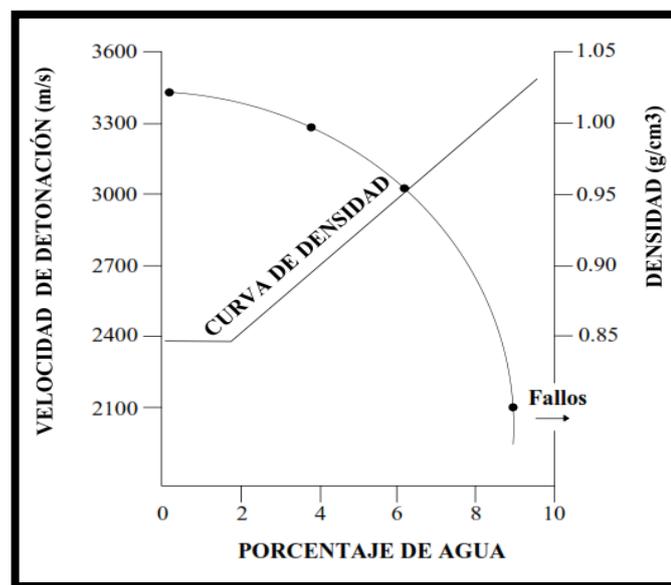


Figura 2.9 Influencia del agua con la velocidad de detonación

Fuente: (López C. J., 2003)

Sus propiedades explosivas están sujetas a su densidad, es decir a medida que aumenta también aumenta su velocidad de detonación; sin embargo, este aumento de la densidad puede dificultar su iniciación, volviéndose inerte a densidades por encima de  $1.20 \text{ g/cm}^3$  (Vilela, 2014).

El diámetro del taladro juega un papel importante en la detonación del explosivo; ya que si se utilizan diámetros pequeños se genera una detonación incompleta, el cual podría emanar muchos gases tóxicos (Explocen, 1992).

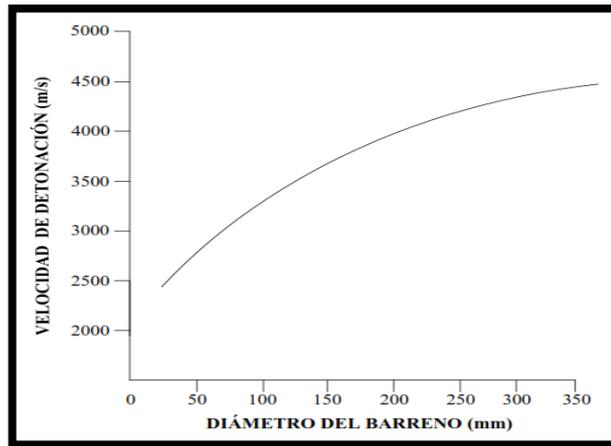


Figura 2.10 Relación diámetro de taladro en la velocidad de detonación

Fuente: (Vilela, 2014)

Su aplicación es mayor en obras civiles y mineras, tanto a cielo abierto como subterráneo; las especificaciones técnicas del mismo son:

Tabla 2.5 Características técnicas del Nitrato de Amonio

Parámetros	Unidades	ANFO Normal
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	0.80
Velocidad de detonación	m/s	2250
Presión de detonación	Kbar	10
Volumen de gases	l/kg	984
Resistencia al agua	-	Nula
Vida útil	años	1

Fuente: (Explocen, 1992).

#### 2.4.3.2. Emulsión

Este tipo de explosivos se han desarrollado recientemente, donde sus características como la potencia y resistencia al agua han sido mejoradas; obteniendo voladuras eficientes, de gran seguridad y bajo costo.

Este agente de voladura son del tipo agua en aceite, el cual presenta una fase acuosa constituida por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y una fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible con el agua del tipo hidrocarbonado (Vilela, 2014).

El tamaño que contenga la partícula intervendrá directamente en la velocidad de detonación del explosivo. Según López, el desarrollo de los explosivos ha generado

una reducción progresiva del tamaño de la partícula, pasando desde los sólidos a las soluciones salinas con sólidos y a la microgotas de una emulsión explosiva (pág. 123).

Tabla 2.6 Eficiencia de la reacción con el tamaño de la partícula y su efecto en la velocidad de detonación

Explosivo	Tamaño (mm)	Estado	Velocidad de detonación (km/s)
ANFO	2	Sólido	3.2
Dinamita	0.2	Sólido	4
Hidrogel	0.2	Sólido - Líquido	3.3
Emulsión	0.001	Líquido	5 - 6

Fuente: (López C. J., 2003).

La emulsión al ser pura se le debe aplicar distintos métodos que permitan conseguir una sensibilización correcta, cuando esta no contiene sensibilizantes químicos, sólidos y líquidos; empleando el uso de agentes gasificantes como el poliestireno expandido o microesferas de vidrio (Vilela, 2014).

Considerando además el enfriamiento del producto, desde el momento de su fabricación realizada a temperaturas de 80°C, hasta su aplicación. Cabe mencionar que la sensibilidad de la emulsión puede disminuir conforme vaya aumentando su densidad, siendo indispensable trabajar con el diámetro crítico y utilizar iniciadores potentes (López C. J., 2003).

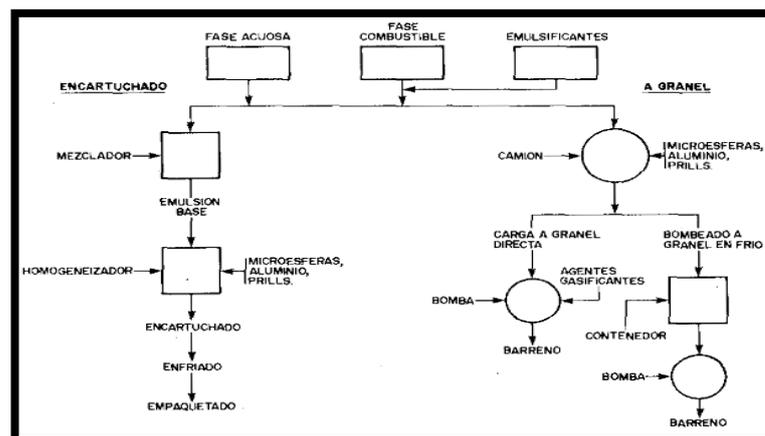


Figura 2.11 Esquema de emulsión encartuchada y a granel

Fuente: (López C. J., 2003)

Existen distintos modelos de emulsiones que se ofertan en el mercado, pero en el caso de estudio hablaremos únicamente del Emulnor 3000.

### **Emulnor 3000**

Es una emulsión explosiva encartuchada utilizada en voladuras de rocas intermedias a duras, garantizando una buena seguridad, máxima potencia, resistencia al agua y calidad en los gases expandidos (Sánchez, 2012).

Una de las ventajas de este tipo de explosivo es la calidad de los gases emitidos y su fácil ventilación; permitiendo que el personal reingrese a sus actividades en un menor tiempo, mejorando la eficiencia operativa en el ciclo de trabajo.

Puede ser empleada en trabajos de ingeniería civil, mineros, canteras y en taladros secos o húmedos; consiguiendo una aplicación similar a las dinamitas convencionales (Explocen, 1992). En cuanto a sus especificaciones técnicas se detallan a continuación:

Tabla 2.7 Características técnicas de la emulsión

Parámetros	Unidades	Emulnor 3000
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.14
Velocidad de detonación	m/s	4400
Presión de detonación	Kbar	93
Energía	Kcal/kg	920
Volumen de gases	l/kg	880
Resistencia al agua	-	Excelente
Sensibilidad al fulminante	-	N° 8

Fuente: (Sánchez, 2012)

#### **2.4.4. Criterios de selección de los explosivos.**

La buena selección de los explosivos a ser utilizados en los trabajos de arranque del mineral de interés, permite a la empresa obtener resultados satisfactorios en sus frentes de avance.

Existen diferentes criterios que deben ser analizados para una correcta elección del mismo, tales como:

#### **Precio del Explosivo**

Dentro del análisis económico siempre se considera el precio de los equipos o instrumentos que se requieren en la actividad, donde el objetivo de cada empresa es

realizar sus operaciones con costes mínimos garantizando la seguridad y eficiencia de la misma.

Para el desarrollo del sistema de voladura, la selección del explosivo puede ser de un costo bajo pero con potencia alta; recalando que no siempre es el más barato, si no aquel que consigue el menor coste en el proceso con óptimos resultados (Sánchez, 2012).

Cabe mencionar que en la mayoría de las operaciones, las cargas suelen ser con explosivos potentes de alta energía en el fondo y de energía media con potencia media en la carga de columna (Vilela, 2014).

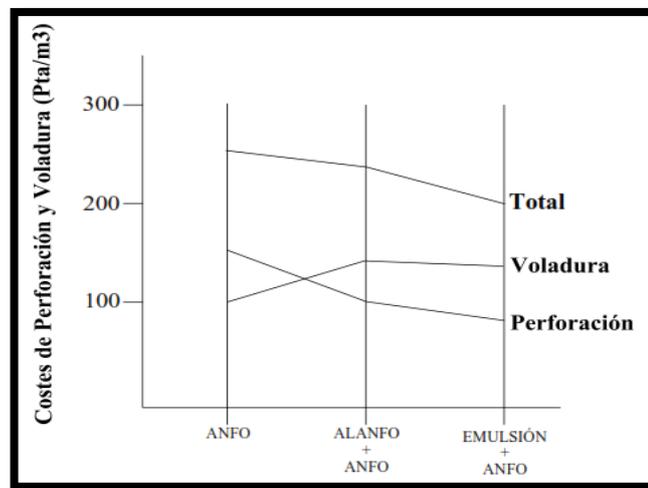


Figura 2.12 Costos relativos de perforación y voladura en rocas duras para distintas alternativas de carga

Fuente: (Sánchez, 2012).

### **Diámetro de Carga**

Existen explosivos que pueden variar su velocidad de detonación con el diámetro del barreno empleado; como es el caso del ANFO, donde se debe considerar que si el barreno tiene un diámetro inferior a 50 mm, es preferible emplear el uso de hidrogeles o dinamitas encartuchadas a pesar del costo que tenga (Sánchez, 2012).

### **Características de la roca**

El análisis de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso es un factor crucial en el arranque del material, permitiendo conocer el tipo de explosivo a aplicarse en base al tipo de roca que se tenga; ya que esto no solo tiene influencia en el resultado de la voladura, sino también en otras variables de diseño (Vilela, 2014).

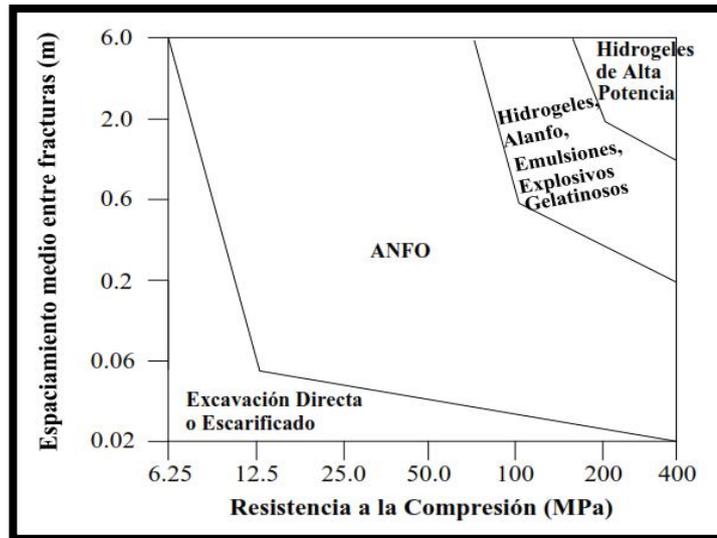


Figura 2.13 Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso

Fuente: (Vilela, 2014)

### Volumen de roca

En el arranque del material, el volumen de roca que se obtenga marca el consumo de explosivos utilizados; es decir en mayor consumo mayor volumen o en menor consumo menor volumen.

En obras de mayor extensión las cantidades de explosivos usados pueden llegar aconsejar la utilización de los mismos a granel, posibilitando la carga mecanizada, reduciendo los costos de mano de obra y mejor volumen de roca (López C. J., 2003).

### Condiciones atmosféricas

López manifiesta que a bajas temperaturas los explosivos que contienen nitroglicerina tienen a congelarse con temperaturas inferiores a 8°C, mientras que a altas temperaturas existen inconvenientes que hacen el manejo del explosivo peligroso en el caso denominada exudación.

### Presencia de agua

Cuando el ANFO se encuentra en un ambiente con humedad superior al 10% impide el desarrollo correcto de su detonación, es decir cuando los barrenos contengan agua (López C. J., 2003); se debe proceder de la siguiente manera:

- ✓ Si la presencia de agua es pequeña, el ANFO triturado se encartuchará dentro de fundas de plástico, alcanzándose densidades de hasta 1,1 g/cm<sup>3</sup>.

- ✓ Si la cantidad de agua es mayor, se debe efectuar el desagüe de agua en los barrenos con una bomba e introducir una vaina de plástico de resistencia adecuada.
- ✓ Si la afluencia de agua en los barrenos impide el desagüe, se deben utilizar hidrogeles, explosivos gelatinosos y emulsiones a granel (López C. J., 2003).

### **Problemas de entorno**

Las vibraciones y ondas de choque que se generan pueden incidir en las voladuras que estén cercanas al área; recomendando la utilización de explosivos con menor nivel de energía como el ANFO (López C. J., 2003).

También se puede hacer la secuencia de cargas con explosivos a granel y encartuchados, aplicando siempre diferentes técnicas de iniciación (López C. J., 2003).

### **Humos**

La emisión de humos o gases tóxicos en las labores, es un factor que debe ser considerado en los trabajos subterráneos; ya que el problema de acumulación del mismo no es propio del explosivo si no de la insuficiente ventilación de la zona.

Según López: muchos explosivos son desarrollados a obtener un equilibrio de oxígeno que permita maximizar la energía desarrollada y minimice los gases tóxicos de detonación; aunque es inevitable la formación de estos humos nocivos.

### **Atmósferas explosivas**

En los proyectos mineros es fundamental realizar un estudio de la atmósfera y su entorno para tomar la decisión de utilizar explosivos de seguridad o inhibidores en el material de retacado (Sánchez, 2012).

### **Problema de suministro**

De acuerdo a la ubicación del proyecto hay que realizar un análisis de las posibilidades de obtención de suministros, almacenamiento y puntos de abastecimientos cercanas al área.

### 2.4.5. Accesorios de Voladura

Con el paso del tiempo los explosivos han ido evolucionando sin dejar alado sus accesorios, el mismo que permiten dar inicio a la voladura generando el arranque de roca (Exsa, 2013).

La tecnología ha evolucionado en los últimos años creando más sistemas de iniciado tanto eléctrico como no eléctrico, en el presente caso de estudio se relatan los accesorios más utilizados en el Ecuador como: fulminantes, mecha lenta y cordón detonante.

#### Fulminante o detonadores

Estos contienen explosivos iniciadores que detonan fácilmente con chispa o fuego, iniciando su encendido con la mecha se seguridad; por el cual se debe tener mucho cuidado y evitar el contacto con fuego, golpe o cualquier efecto de fricción durante el proceso de conexión del fulminante con la mecha (Explocen, 1992).

#### Cordón detonante

Son accesorios no eléctricos que está compuesto por un núcleo de pentrita, rodeado de una malla de fibras con un recubrimiento de cloruro de polivinilo; obteniendo una alta flexibilidad, alta velocidad de detonación, resistencia a la tracción, abrasión y humedad (Explocen, 1992).

Puede ser utilizado en minería a cielo abierto, a veces en minería subterránea, exploración sísmica, etc.

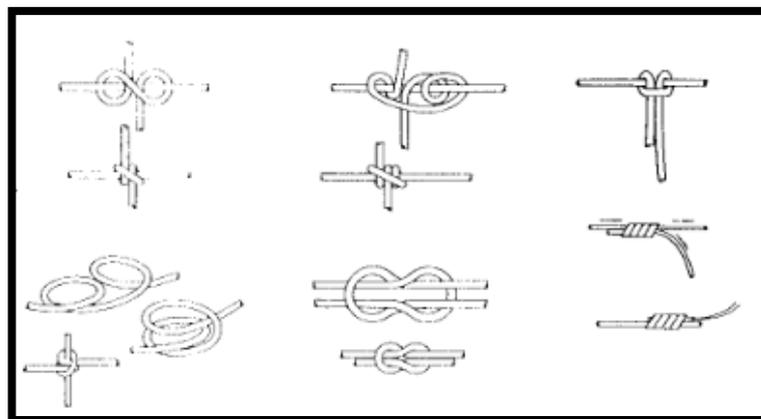


Figura 2.14 Tipo de empalmes del cordón detonante

Fuente: (López C. J., 2003)

## Mecha lenta

Está conformada por un núcleo de pólvora negra, forrado con un tejido de hilos, papel, alquitrán y plástico logrando resistencia a la abrasión, humedad y esfuerzos mecánicos (López C. J., 2003).

El corte de la mecha para que se dé un buen contacto con el fulminante, debe ser perpendicular con respecto al eje y nunca longitudinal o diagonal; ya que si se realiza en esta forma, el mismo no podría detonar porque no llegaría la chispa de encendido (Explocen, 1992).

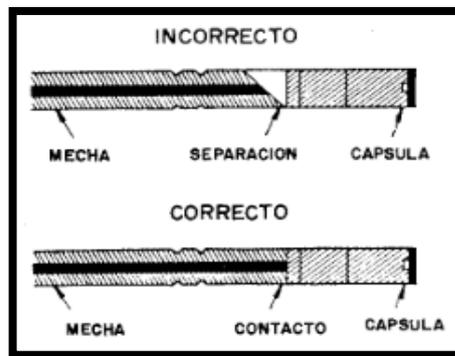


Figura 2.15 Sistema de contacto de la mecha con el fulminante

Fuente: (López C. J., 2003)

## 2.5.Voladura Subterránea

Con el avance de la actividad minera en el Ecuador y en el mundo, el aprovechamiento de los recursos naturales cada vez es mayor; requiriendo de excavaciones subterráneas con el fin de poder llegar a obtener el beneficio deseado.

Hoy en día existen ciertos procedimientos que permiten realizar la abertura del túnel con mayor costo, pero menos personal; sin embargo en el caso de estudio nos centraremos en el sistema mayormente conocido como perforación y voladura, proceso que causa la fragmentación del macizo rocoso por los efectos de choque y energía del explosivo generando el arranque, ruptura y desplazamiento de la roca.

Por el cual es de vital importancia realizar un análisis de la carga, distribución y secuencia de disparo mediante cálculos matemáticos, conociendo con más detalle el volumen del material arrancado y costos generados.

El sistema de avance con el cual se procede atacar la sección del túnel o galería, depende de diversos factores (Explocen, 1992):

- Equipo de perforación.
- Tiempo de ejecución.
- Tipo de roca.
- Tipo de sostenimiento, si lo requiere.
- Sistema de ventilación.

### 2.5.1. Malla de Perforación y Voladura

En el diseño de la malla de perforación y voladura se considerará el método de Langefors y Kihlstrom (1963), siendo uno de los más aceptados y utilizados en el medio.

Según Sena puntualiza que las fórmulas descritas en el método relacionan el consumo específico con otros parámetros como son: el diámetro, inclinación, longitud de perforación, número de barrenos y potencia del explosivo.

Estos pueden ir variando entre sí con el objetivo de llegar a tener un determinado diseño de voladura.

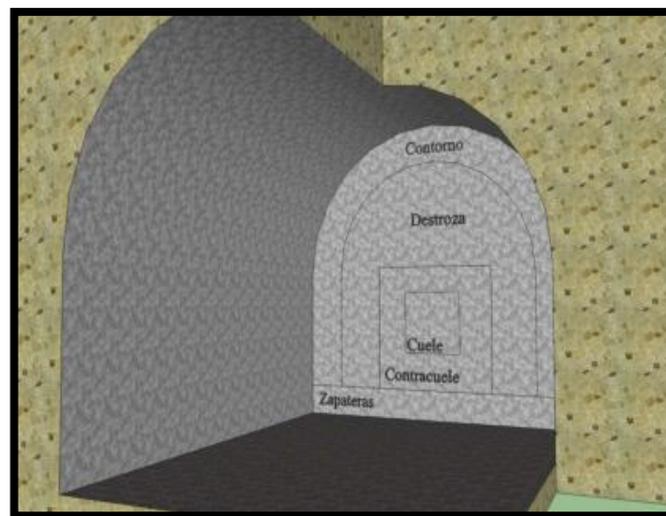


Figura 2.16 Modelo de la malla de perforación y voladura en minería subterránea

Fuente: (Sena, 2013)

Para una apropiada distribución se considerará en el diseño del túnel la piedra (Burden), espaciamiento y carga del explosivo que serán en base al tipo de roca; siendo estos parámetros controlables en el método (Sena, 2013).

### 2.5.2. Avance de perforación

El avance del túnel depende del diámetro del barreno y su desviación, pudiendo ser calculada de la siguiente manera:

$$H = 0.15 + 34.1 \times \emptyset - 39.4 \times \emptyset^2$$

Fuente: (López C. J., 2003).

Dónde:

$H$  = Avance (m)

$\emptyset$  = Diámetro de perforación (m)

Por otro lado, para conocer el avance real de la perforación debe ser multiplicado por el porcentaje de profundidad.

$$H_{real} = 0.95 \times H$$

Fuente: (López C. J., 2003).

Además se señala que es importante calcular la densidad del explosivo, cuyo resultado interfiere en el diseño.

$$L_{m\acute{a}x} = \frac{\pi d^2}{4} \times D$$

Fuente: (Långefors & Kihlstrom, 1963)

Dónde:

$L_{m\acute{a}x}$  = Densidad máxima del explosivo (kg/m)

$d$  = Diámetro del barreno (m)

$D$  = Densidad del explosivo (kg/m<sup>3</sup>)

### 2.5.3. Esquema de Voladura

Las voladuras en túneles y galerías suelen ser más complicadas que las a cielo abierto, debido a la ausencia de una cara libre que permita que el explosivo fragmente la roca; por el cual el consumo específico suele ser mayor que en voladuras superficiales (Sena, 2013).

La distribución de los barrenos en el frente de avance cumple funciones distintas, siendo divididas en los siguientes grupos:

### 2.5.3.1. Cuele

Es el primer disparo de la voladura compuesto de tres o cuatro secciones, cuyo objetivo es el generar una cara libre con los barrenos del cuele; pudiendo componerse de uno o varios barrenos y en ciertos casos suelen tener mayor carga que las demás distribuciones (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

#### Primera sección del cuele

La piedra de la primera sección, es la distancia entre el centro del barreno vacío y el centro de cada barreno determinando el ángulo de apertura (López C. J., 2003); donde se recomienda que sea calculada en la base de:

$$V_1 \leq 2 \times \emptyset$$

Fuente: (López C. J., 2003)

Dónde:

$V_1$  = Piedra teórica de la primera sección (m)

$\emptyset$  = Diámetro de perforación (m)

Para que la precisión de la perforación sea lo suficientemente buena, se debe determinar la concentración lineal del explosivo:

$$L_1 = 55 \times d \times \left(\frac{V_1}{\emptyset}\right)^{1.5} \times \left(V_1 - \frac{\emptyset}{2}\right) \times \left(\frac{c}{0.4}\right) \times \left(\frac{1}{s}\right)$$

Fuente: (López C. J., 2003)

Dónde:

$L_1$  = Concentración lineal del explosivo (kg/m)

$d$  = Diámetro del barreno vacío (m)

$V_1$  = Piedra teórica de la primera sección (m)

$\emptyset$  = Diámetro de perforación (m)

$c$  = Constante de la roca

$s$  = Potencia relativa en peso del explosivo

Además se debe considerar los errores que pueden existir en la perforación, tomando en cuenta la desviación del barreno; siendo calculada de la siguiente manera:

$$\Delta_{m\acute{a}x} = \Delta \times H_{real}$$

Fuente: (Langefors & Kihlstrom, 1963)

Dónde:

$\Delta_{m\acute{a}x}$  = Desviación máxima (m)

$\Delta$  = Desviación de la perforación (m/m)

$H_{real}$  = Avance real (m)

Sena menciona que la producción de los explosivos está limitada a un rango de concentraciones. Cuya limitación permite determinar la piedra óptima a partir de la siguiente ecuación:

$$V'_1 = V_1 - \Delta_{m\acute{a}x}$$

Fuente: (Sena, 2013)

Dónde:

$V'_1$  = Piedra óptima (m)

$V_1$  = Piedra teórica de la primera sección (m)

$\Delta_{m\acute{a}x}$  = Desviación máxima (m)

Otros cálculos que se deben considerar y que fueron establecido por Langefors y Kihlstrom (1963), son el valor del espaciado y carga del barreno.

$$B_1 = V'_1 \times \sqrt{2}$$

Dónde:

$B_1$  = espaciado (m)

$V'_1$  = Piedra óptima (m)

$$Q_1 = L_1 \times H_{real}$$

Dónde:

$Q_1$  = Carga del barreno (kg)

$H_{real}$  = Avance real (m)

$L_1$  = Concentración lineal del explosivo (kg/m)

### Segunda y demás secciones del cuele

Son aquellos donde los barrenos de las demás secciones, se disparan contra la cara libre generada en la primera sección (Sena, 2013).

Hay que tener un control de la piedra en las demás secciones (2, 3 y 4), ya que existen restricciones en su cálculo impidiendo que se produzca una deformación de la roca; siendo su ecuación:

$$0.5 \times B_{(x-1)} \leq V_x \leq 2 \times B_{(x-1)}$$

Fuente: (Langefors & Kihlstrom, 1963)

Dónde:

$V_x$  = Piedra teórica de la sección correspondiente (m)

$B_{(x-1)}$  = Espaciado de la sección anterior (m)

Langefors y Kihlstrom determinó que para las demás secciones del cuele, se debe recalcular la nueva carga de la concentración lineal del explosivo.

$$L_x = \frac{32.3 \times d \times c \times V_x}{s \left\{ \text{sen} \left[ \tan^{-1} \left( \frac{B_{(x-1)}}{2 \times V_x} \right) \right] \right\} ^{1.5}}$$

Dónde:

$L_x$  = Concentración lineal del explosivo (kg/m)

$d$  = Diámetro del barreno vacío (m)

$V_x$  = Piedra teórica de la sección correspondiente (m)

$B_{(x-1)}$  = Espaciado de la sección anterior (m)

$c$  = Constante de la roca

$s$  = Potencia relativa en peso del explosivo

Cabe mencionar que para el cálculo de la desviación máxima, piedra óptima y carga del barreno de cada sección faltante, se utilizan las mismas fórmulas mencionadas en la primera sección del cuele.

Para el cálculo del espaciado de las demás secciones se usa la siguiente formula:

$$B_x = \left( V'_x + \frac{B_{(x-1)}}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

Fuente: (Sena, 2013)

Dónde:

$B_x$  = Espaciado de la sección correspondiente (m)

$B_{(x-1)}$  = Espaciado de la sección anterior (m)

$V'_x$  = Piedra óptima de la sección correspondiente (m)

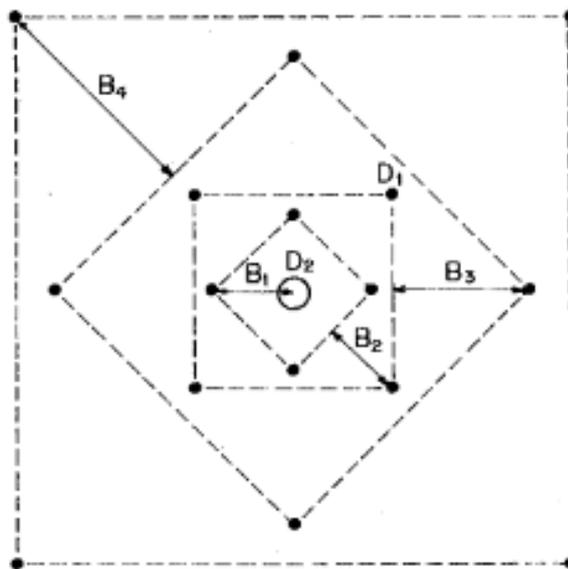


Figura 2.17 Cuele de cuatro secciones

Fuente: (López C. J., 2003)

### 2.5.3.2. Ayudas

Son los barrenos que cumplen la función de incrementar la cara libre, facilitando el desplazamiento del resto de voladura (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Para el cálculo de las ayudas se considera un factor de fijación ( $f$ ) con un valor de 1.45, donde la relación espaciado con piedra ( $E/V$ ) debe tener un aconsejado de 1.25; cuyo resultado no debe ser mayor a dicho valor.

La constante de roca corregida ( $c'$ ) depende del valor obtenido en la piedra ( $V$ ), considerando la siguiente relación:

$$c' = c + 0.05 \quad \text{si } V > 1.4$$

$$c' = c + \frac{0.07}{V} \quad \text{si } V < 1.4$$

Fuente: (López C. J., 2003)

En el cálculo de la concentración lineal de fondo y de columna, se emplea:

$$L_f = \frac{f \times c' \times \left(\frac{E}{V}\right) \times V^2}{0.81 \times s}$$

Fuente: (Langefors & Kihlstrom, 1963)

Dónde:

$L_f$  = Concentración lineal de fondo (kg/m)

$f$  = Factor de fijación

$c'$  = constante de la roca corregida

$E/V$  = relación espaciamiento - piedra

$V$  = piedra

$s$  = Potencia relativa en peso del explosivo

$$L_c = 0.5 \times L_f$$

Fuente: (Langefors & Kihlstrom, 1963)

Dónde:

$L_c$  = Concentración lineal de columna (kg/m)

$L_f$  = Concentración lineal de fondo (kg/m)

En la tabla 2.8 se detallan las fórmulas para el diseño de los barrenos en las ayudas.

Tabla 2.8 Fórmulas para el diseño de barrenos

Altura de fondo ( $h_f$ )	m	$1.3 \times V$
Altura de columna ( $h_c$ )	m	$H_{real} - 1.3 \times V - 10 \times d$
Carga de fondo ( $Q_f$ )	kg	$L_f \times h_f$
Carga de columna ( $Q_c$ )	kg	$L_c \times h_c$
Carga total ( $Q_t$ )	kg	$Q_f + Q_c$

Fuente: (Lanfegors & Kihlstrom, 1963)

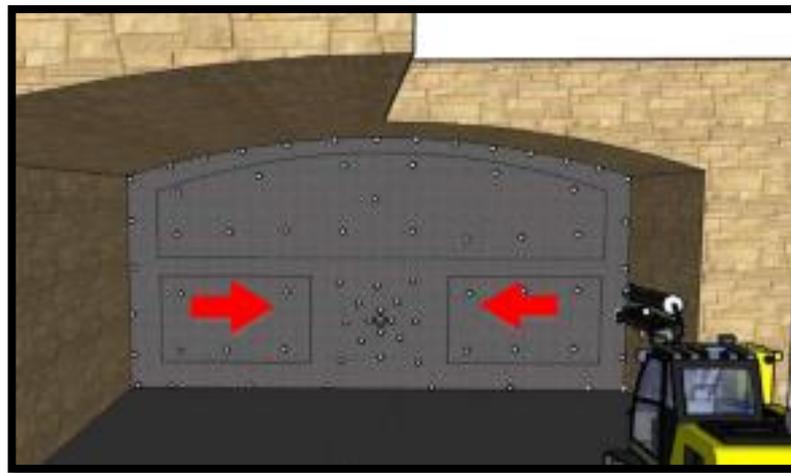


Figura 2.18 Diseño de ayudas

Fuente: (Sena, 2013)

### 2.5.3.3. Destroza

En base a la disposición de caída del material y su gravedad pueden salir terceras o cuartas, donde sus barrenos al detonar fragmentan y desplazan la roca volada hacia la cara libre (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

El método empleado es similar al usado en el cálculo de las ayudas, usando únicamente valores diferentes en el factor de fijación y relación espaciamento - piedra.

$$\text{Factor de Fijación } (f) = 1.20$$

$$\text{Relación espaciamento - piedra } (E/V) = 1.25$$

En la tabla 2.9 se detallan las fórmulas para el diseño de los barrenos en la destroza.

Tabla 2.9 Cálculo de los barrenos en la destroza

Constante de la roca corregida ( $c'$ )	-	$c' = c + 0.05 \quad \text{si } V > 1.4$ $c' = c + \frac{0.07}{V} \quad \text{si } V < 1.4$
Concentración lineal de fondo ( $L_f$ )	kg/m	$L_f = \frac{f \times c' \times \left(\frac{E}{V}\right) \times V^2}{0.81 \times s}$
Concentración lineal de columna ( $L_c$ )	kg/m	$L_c = 0.5 \times L_f$
Altura de fondo ( $h_f$ )	m	$1.3 \times V$
Altura de columna ( $h_c$ )	m	$H_{real} - 1.3 \times V - 10 \times d$
Carga de fondo ( $Q_f$ )	kg	$L_f \times h_f$
Carga de columna ( $Q_c$ )	kg	$L_c \times h_c$
Carga total ( $Q_t$ )	kg	$Q_f + Q_c$

Fuente: (Langefors & Kihlstrom, 1963)

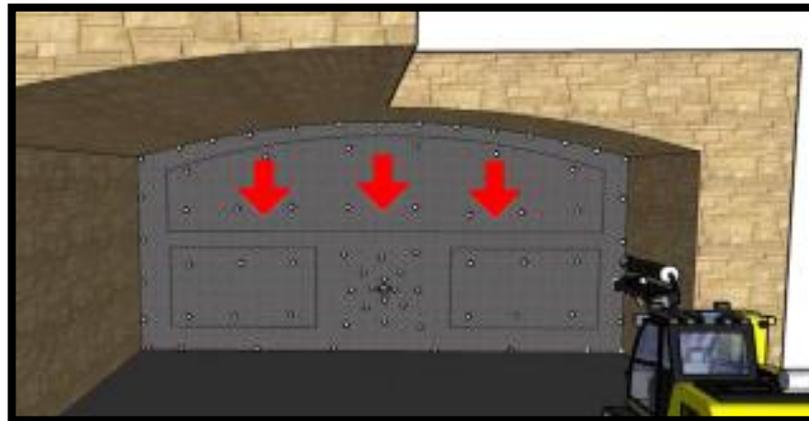


Figura 2.19 Diseño de Destroza

Fuente: (Sena, 2013)

#### 2.5.3.4. Zapateras

Son barrenos que se sitúan en el piso, cuya función es el de conformar el suelo de la excavación siendo disparados últimos para levantar todo el material volado primeramente (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Al igual que los otros su método es similar a los usados anteriormente, se emplean valores distintos en el factor de fijación y relación espaciamento - piedra.

$$\text{Factor de Fijación } (f) = 1.45$$

$$\text{Relación espaciamento – piedra } (E/V) = 1$$

En la siguiente tabla, se resumen las fórmulas para el diseño de los barrenos en la zapatera.

Tabla 2.10 Cálculos de los barrenos en la zapatera

Constante de la roca corregida ( $c'$ )	-	$c' = c + 0.05 \quad \text{si } V > 1.4$ $c' = c + \frac{0.07}{V} \quad \text{si } V < 1.4$
Concentración lineal de fondo ( $L_f$ )	kg/m	$L_f = \frac{f \times c' \times \left(\frac{E}{V}\right) \times V^2}{0.81 \times s}$
Concentración lineal de columna ( $L_c$ )	kg/m	$L_c = 0.5 \times L_f$
Altura de fondo ( $h_f$ )	m	$1.3 \times V$
Altura de columna ( $h_c$ )	m	$H_{real} - 1.3 \times V - 10 \times d$
Carga de fondo ( $Q_f$ )	kg	$L_f \times h_f$
Carga de columna ( $Q_c$ )	kg	$L_c \times h_c$
Carga total ( $Q_t$ )	kg	$Q_f + Q_c$

Fuente: (Langefors & Kihlstrom, 1963)

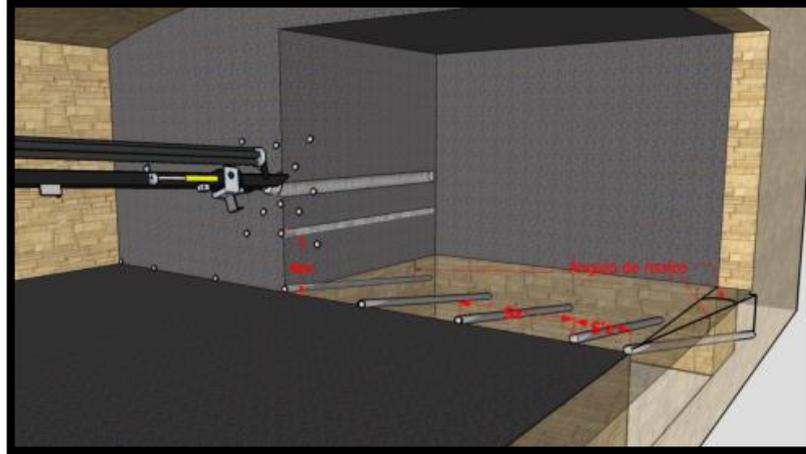


Figura 2.20 Diseño de Zapateras

Fuente: (Sena, 2013)

#### 2.5.4. Secuencia de encendido

La secuencia de encendido es aquella relación que mediante el disparo de la voladura, va creando una cara libre que facilite la detonación de los otros barrenos de diseño, cuyo proceso seguirá una orden en base a la disposición y carga de barrenos (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Es decir primero se inicia con el disparo de los barrenos del cuele, después salen las ayudas, seguidamente se dispararán los barrenos de la destroza y encontrándose con una cara libre mayor; y por último, saldrán la zapatera que establece el suelo de excavación.

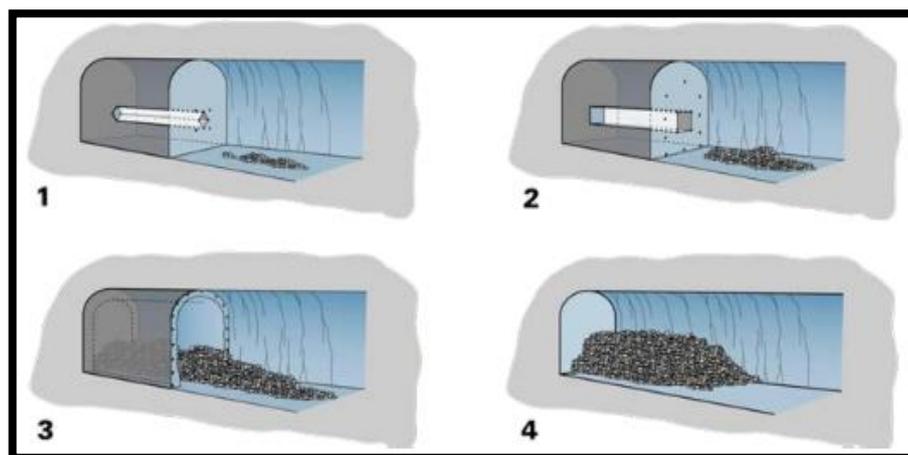


Figura 2.21 Secuencia de disparo

Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013)

## CAPÍTULO 3

### DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

En el presente capítulo, para el diseño de la malla de perforación y voladura, es importante realizar primeramente un análisis del macizo rocoso, que nos permita conocer la estabilidad del mismo, con el fin de llegar a desarrollar un diseño óptimo y obtener así mejores resultados.

#### 3.1. Análisis del RQD

Durante las visitas realizadas al área de estudio, se tomaron distintos datos que son cruciales para el desarrollo del tema y para la determinación del RQD.

A lo largo del frente de explotación se señaló tres sitios de muestreo y en cada sitio se contó el número de fracturas presentes en cada metro lineal.

En los distintos sitios escogidos se señaló un total de 3 m de longitud, en cada metro hasta completar los tres (1 m, 2 m, 3 m) se contó cuantas fracturas existen; los resultados obtenidos en la medición, así como el valor obtenido del RQD en los distintos sitios, se lo puede observar en la tabla 3.1.

La fórmula que se consideró para la designación del RQD es la siguiente:

$$\text{RQD} = 100 - (4 \times \text{N}^\circ \text{ fracturas por metro})$$

Fuente: (Sánchez, 2012)

Tabla 3.1 Valores obtenidos en el área de estudio

Sitio		1 m	2 m	3 m	Total ( 3 m lineal)
1	Fracturas	4	3	2	9
	RQD (%)	84	88	92	88
2	Fracturas	2	2	3	7
	RQD (%)	92	92	88	91
3	Fracturas	3	2	3	8
	RQD (%)	88	92	88	89

Con el RQD establecido en cada sitio se procede a determinar el RQD promedio, dándonos un valor del 89% con una índice de calidad de roca Buena; cuyos resultados pueden ser apreciables en la tabla 3.2.

Tabla 3.2 Valor del RQD obtenido en el frente de explotación

Sitio	RQD (%)
1	88
2	91
3	89
RQD Promedio	89

### 3.2. Análisis en el laboratorio para la Resistencia a la Compresión Uniaxial

En el área minera se recolectó varias muestras de la caja que se obtienen del frente de explotación, para consecuentemente ser analizadas en los laboratorios de la Facultad de Ciencia y Tecnología, de la Universidad del Azuay; y así ser sometidas a los ensayos respectivos.

Para realizar el ensayo de compresión uniaxial se hizo una selección de 6 muestras en total, una vez escogidas las muestras se procedió a colocarlas en la prueba de resistencia donde se presencié la ruptura de la roca y el resultado conseguido.

Los resultados obtenidos durante la realización de la prueba se demuestran a continuación:

Tabla 3.3 Resultados del ensayo a la compresión uniaxial

Muestra	Carga (kg)	Área (cm <sup>2</sup> )	kg/cm <sup>2</sup>	MPa
1	3821	25	152.84	14.98
2	5244	25	209.76	20.56
3	4862	25	194.48	19.07
4	2457	25	98.28	9.64
5	2598	25	103.92	10.19
6	2844	25	113.76	11.15

Una vez realizado todos los ensayos, se determinó que la resistencia de la roca tiene un valor promedio de 14.27 MPa; como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 3.4 Resultados de la Resistencia a la Compresión Uniaxial

Resistencia a la compresión uniaxial		
$\sigma_c$	145.51	kg/cm <sup>2</sup>
$\sigma_c$	14.27	MPa

### 3.3. Determinación del RMR

Con los parámetros de valoración explicados en el capítulo 2, de la Clasificación Geomecánica RMR; se procede a determinar la calidad del macizo rocoso que se encuentra en el área de estudio.

Se pudo constatar que el espaciamiento entre discontinuidades está entre valores de 0.3 m a 1 m, además se observó que las condiciones de las fracturas presentan una superficie ligeramente rugosa y sus paredes son duras. Cabe mencionar que en el frente de explotación no hay filtración de agua.

Mediante la tabla de los parámetros de clasificación (tabla 2.3) y los datos expuestos se selecciona el valor correspondiente de cada ensayo.

En la zona existe la presencia de una falla que se encuentra perpendicular al eje del túnel con un rumbo de 15° NE y buzamiento de 34° designada en la categoría de favorable.

Una vez establecida su categoría se debe seleccionar el respectivo valor de corrección, para luego ser restado al puntaje obtenido con las otras variables; en la tabla 3.6 se describen los respectivos puntajes.

Tabla 3.5 Corrección por orientación de las fracturas o fallas

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

Fuente: (Feijoo, 1997)

Tabla 3.6 Resultados de la Clasificación Geomecánica del RMR

Parámetro	Puntaje
RCU	2
RQD	17
Distancia entre diaclasas	20
Condiciones de fracturas	20
Condiciones Hidrológicas	10
Puntaje	69
Corrección por orientación de fallas	- 2
Puntaje Total	67

El resultado total corresponde al RMR del macizo rocoso, dando un valor de 67 llegando a la conclusión de que el tipo de roca es de Clase N° 2 denominada como roca buena.

#### 3.4. Malla de Perforación y Voladura actual

Se conoció con más detalle los parámetros utilizados en las labores mineras como su sistema de perforación y voladura, los distintos tiempos de operación, el uso de las sustancias explosivas y su sistema de encendido.

En sus actividades se constató que emplean una perforación con broca, barrenos de un solo diámetro, libre ubicación de barrenos es decir no existe un diseño específico. Por el cual la presente investigación se enfoca en mejorar dichos parámetros como la adecuada distribución y ubicación de los diferentes barrenos de arranque, considerando la geología y resistencia de la roca.

Tabla 3.7 Parámetros del macizo rocoso en la mina Oro Sol Uno

Parámetros de la Roca	
Tipo	Andesita
Mineralizaciones	Pirita, Calcopirita y Galena
Densidad	2.8 Tn/m <sup>3</sup>
Resistencia a la compresión	14.27 MPa
RQD	89%

En la mina existen dos tipos de barrenos de perforación de 1.60 m y 1.80 m de avance; sin embargo en los frentes de arranque se emplean perforaciones rotopercutivas usando barrenos de 1.60 m de avance y un diámetro de perforación de 36 mm.

Las medidas del túnel son de 1.70 m de luz por 2 m de alto, distribuidos respectivamente con sus barrenos de perforación; a la vez se disponen de la cantidad adecuada de sustancia explosiva, fulminantes y mecha lenta cada uno.

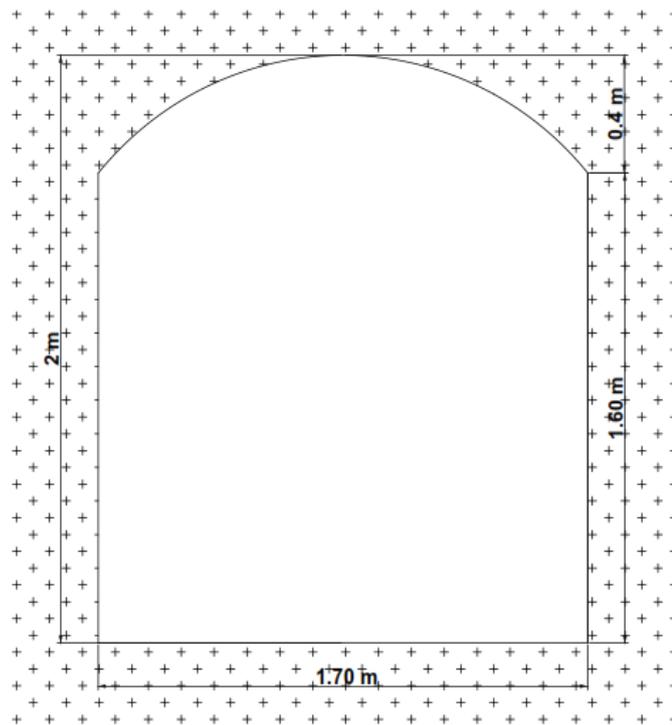


Figura 3.1 Dimensiones del túnel del frente de explotación

El volumen de arranque que se genera no es el óptimo, y el consumo específico no se encuentra dentro del rango teórico establecido. Los mismos que pueden ser observados en la tabla 3.6.

Para conocer el rango teórico en el que debe estar el consumo específico, se aplica la siguiente fórmula:

$$q_{min} = \left( \frac{10}{A} + 0.6 \right) \quad a \quad q_{m\acute{a}x} = \left( \frac{14}{A} + 0.8 \right)$$

Fuente: (Langefors & Kihlstrom, 1963)

Dónde:

$A$  = Área del túnel

Las fórmulas que se consideran para el cálculo del consumo específico y volumen de arranque son:

$$V_t = A \times H_{real}$$

Fuente: (Langefors & Kihlstrom, 1963)

$$q = \frac{Q_t}{V_t}$$

Fuente: (Langefors & Kihlstrom, 1963)

Tabla 3.8 Especificaciones técnicas de la propuesta de diseño actual

Número de barrenos	25
Número de barrenos de alivio	2
Densidad del ANFO	0.80 g/cm <sup>3</sup>
Densidad de Emulnor 3000	1.14 g/cm <sup>3</sup>
Diámetro de perforación	36 mm
Área del túnel ( <i>A</i> )	3.25 m <sup>2</sup>
Avance ( <i>H<sub>real</sub></i> )	1.60 m
Volumen de arranque ( <i>V<sub>t</sub></i> )	5.20 m <sup>3</sup>
Rango Teórico del consumo específico	
<i>q<sub>min</sub></i>	3.67 kg/m <sup>3</sup>
<i>q<sub>máx</sub></i>	5.10 kg/m <sup>3</sup>
Consumo específico ( <i>q</i> )	1.94 kg/m <sup>3</sup>

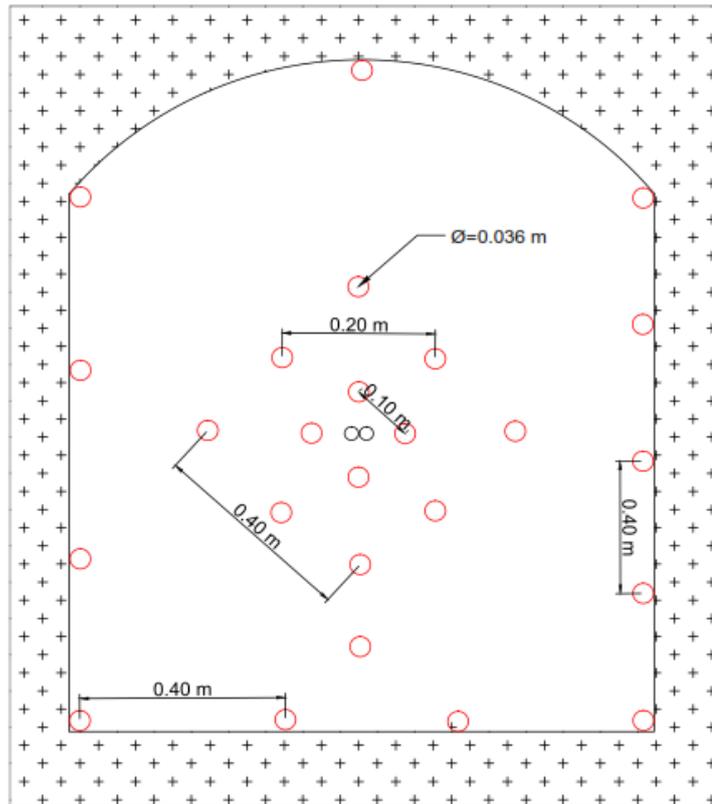


Figura 3.2 Malla de perforación actual utilizada en la mina Oro Sol Uno (25 barrenos)

Son muchos los factores que se analizan como la cantidad de la sustancia explosiva utilizada, fragmentación del material, volumen de arranque, consumo específico y disposición final del túnel; los cuales deben ser tomados en consideración y a su vez ser comparados entre la nueva propuesta de diseño y la propuesta actual.

### 3.5. Cálculos para la nueva malla de perforación y voladura

En el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se considera el método de Langefors y Kihlstrom, el cual nos permite conocer con más detalle la adecuada distribución de los barrenos en base a las propiedades del área; los mismos que serán ordenados correctamente en cuatro grupos (cuele, ayudas, zapateras y destroza).

Ciertos aspectos del modelo anterior son diferentes con respecto al nuevo diseño, y por ende la implementación del mismo demostrará los resultados a obtenerse durante su aplicación.

Tabla 3.9 Nuevas dimensiones para el área del túnel

Dimensiones del túnel	
Luz	3 m
Altura	3 m

### 3.5.1. Área del túnel

Para el cálculo de la sección del túnel se la divide en dos áreas, y seguidamente se obtiene su área total; como se muestra a continuación.

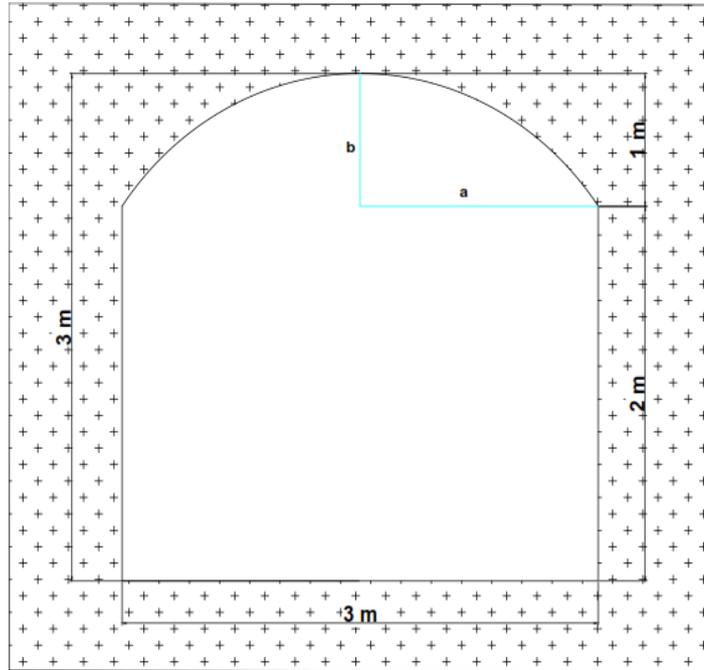


Figura 3.3 Dimensiones para la sección del túnel de explotación

$$A_1 = l \times l$$

$$A_2 = \frac{\pi \times a \times b}{2}$$

$$A_1 = 3 \text{ m} \times 2 \text{ m}$$

$$A_2 = \frac{\pi \times 1.5 \text{ m} \times 1 \text{ m}}{2}$$

$$A_1 = 6 \text{ m}^2$$

$$A_2 = 2.36 \text{ m}^2$$

$$A_t = 8.36 \text{ m}^2$$

### 3.5.2. Avance de la perforación

El avance de la perforación y su densidad máxima, está en función del diámetro del barreno utilizado y por la sustancia explosiva.

En la mina utilizan ANFO como carga de columna y Emulnor 3000 como carga de fondo.

Las variables que se utilizan a continuación para el cálculo inicial de diseño, fueron tomadas del capítulo 2.

Tabla 3.10 Datos iniciales

Diámetro del barreno ( $d$ )	0.036 m
Constante de la roca ( $c$ )	0.5 kg/m <sup>2</sup>
Potencia relativa ( $s$ )	1.25
Desviación de la perforación ( $\Delta$ )	0.01 m/m
Diámetro de perforación ( $\emptyset$ )	0.051 m

$$H = 0.15 + 34.1 \times \emptyset - 39.4 \times \emptyset^2$$

$$H = 0.15 + 34.1 \times 0.051 \text{ m} - 39.4 \times (0.051 \text{ m})^2$$

$$H = 1.78 \text{ m}$$

$$H_{real} = 1.69 \text{ m}$$

$$L_{m\acute{a}x} = \frac{\pi d^2}{4} \times D$$

$$L_{m\acute{a}x} = \frac{\pi(0.036 \text{ m})^2}{4} \times (1140 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3})$$

$$L_{m\acute{a}x} = 1.16 \text{ kg/m}$$

### 3.5.3. Barrenos del cuele

En el diseño de la malla, la disposición de los barrenos del cuele se la realizará mediante cuatro cuadros de 4 barrenos cada uno.

Para el cálculo de la desviación máxima se utiliza la siguiente fórmula de Langefors y Kihlstrom, siendo el resultado obtenido aplicado para las cuatros secciones del cuele.

$$\Delta_{m\acute{a}x} = \Delta \times H_{real}$$

$$\Delta_{m\acute{a}x} = 0.01 \frac{\text{m}}{\text{m}} \times 1.69 \text{ m}$$

$$\Delta_{m\acute{a}x} = 0.017 \text{ m}$$

Los detalles más relevantes para el caso de estudio y de gran importancia se detallan a continuación:

En la primera sección para el cálculo de su piedra óptima se considera una base de 2 con respecto al diámetro de perforación y su desviación máxima, cuyo valor aún es aceptable en el diseño.

Tabla 3.11 Primera sección del cuele y sus variables de diseño

Piedra óptima ( $V'_1$ )	0.085 m
Espaciado ( $B_1$ )	0.12 m
Carga del barreno ( $Q_1$ )	0.72 kg

En el cálculo de la piedra óptima de la segunda sección, se considera una base de 1.5 con respecto al espaciado de la sección anterior y su desviación máxima.

Tabla 3.12 Segunda sección del cuele y sus variables de diseño

Piedra óptima ( $V'_2$ )	0.16 m
Espaciado ( $B_2$ )	0.32 m
Carga del barreno ( $Q_2$ )	0.78 kg

El resultado de la piedra óptima de la tercera sección se considera una base de 1.2 con respecto a los detalles mencionados anteriormente.

Tabla 3.13 Tercera sección del cuele y sus variables de diseño

Piedra óptima ( $V'_3$ )	0.36 m
Espaciado ( $B_3$ )	0.73 m
Carga del barreno ( $Q_3$ )	1.22 kg

La disposición final del cuele considera una base de 0.97 valor que aún es aceptable, ya que el mismo puede variar entre 0.5 a 2 con respecto al dato del espaciado de la sección anterior.

Tabla 3.14 Cuarta sección del cuele y sus variables de diseño

Piedra óptima ( $V_4'$ )	0.70 m
Espaciado ( $B_4$ )	1.50 m
Carga del barreno ( $Q_4$ )	1.74 kg

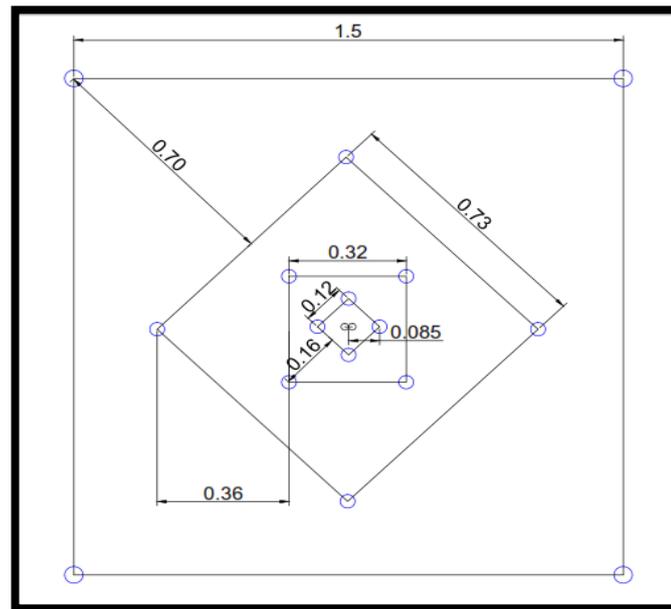


Figura 3.4 Diseño y medidas del cuele

### 3.5.4. Barrenos de las ayudas

Las ayudas se ubican alado del cuele, una vez disparado el mismo estas generan que la cara libre se incremente facilitando el desplazamiento del material.

Las fórmulas utilizadas para realizar el respectivo diseño fueron detalladas en el capítulo 2; sin embargo a continuación se demuestran las variables de mayor importancia para la adecuada ubicación de sus taladros.

$$L_f = \frac{f \times c' \times \left(\frac{E}{V}\right) \times V^2}{0.81 \times s}$$

$$L_f = \frac{1.45 \times 0.59 \frac{kg}{m^2} \times (1) \times (0.75 m)^2}{0.81 \times 1.25}$$

$$L_f = 0.48 \frac{kg}{m}$$

$$L_c = 0.5 \times L_f$$

$$L_c = 0.5 \times 0.48 \frac{kg}{m}$$

$$L_c = 0.24 \frac{kg}{m}$$

$$h_f = 1.3 \times V$$

$$h_f = 1.3 \times 0.75 m$$

$$h_f = 0.98 m$$

$$h_c = H_{real} - 1.3 \times V - 10 \times d$$

$$h_c = 1.69 m - 1.3 \times 0.75 m - 10 \times 0.036 m$$

$$h_c = 0.36 m$$

$$Q_f = L_f \times h_f$$

$$Q_c = L_c \times h_c$$

$$Q_f = 0.48 \frac{kg}{m} \times 0.98 m$$

$$Q_c = 0.24 \frac{kg}{m} \times 0.36 m$$

$$Q_f = 0.47 kg$$

$$Q_c = 0.086 kg$$

Tabla 3.15 Variables de diseño de las ayudas

Piedra (V)	0.75 m
Espaciado (E)	0.75 m
Carga del barreno ( $Q_t$ )	0.55 kg
Número de barrenos	6

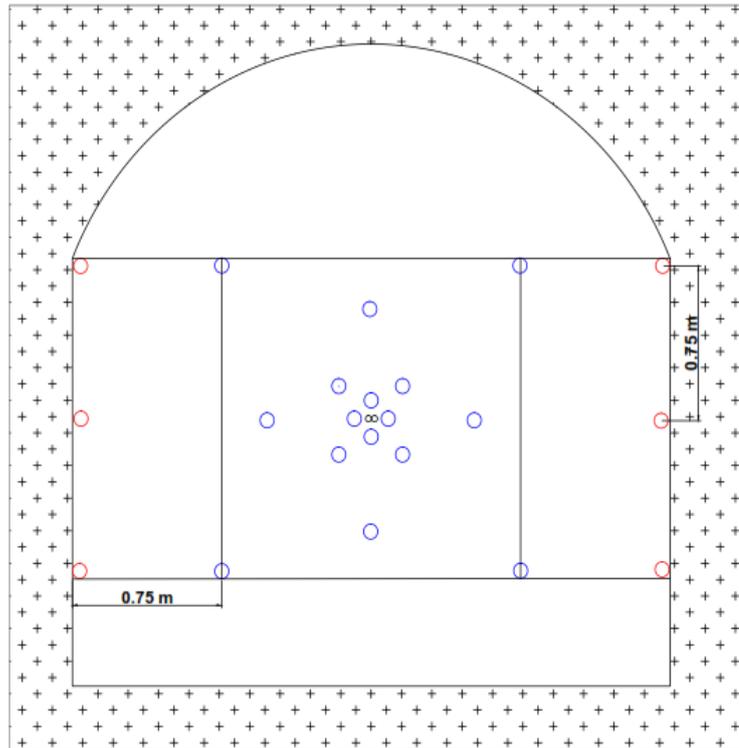


Figura 3.5 Diseño y medidas de las ayudas

### 3.5.5. Barrenos de las zapateras

Estos barrenos cumplen la función de formar el piso de la excavación donde reposa el material ya explotado.

Al igual que el anterior se emplean los mismos cálculos de diseño con un total de 7 barrenos, dando como resultado lo siguiente:

Tabla 3.16 Cálculo carga de fondo

Concentración lineal de fondo ( $L_f$ )	0.23	kg/m
Altura de fondo ( $h_f$ )	0.65	m
Carga de fondo ( $Q_f$ )	0.15	kg

Tabla 3.17 Cálculo carga de columna

Concentración lineal de columna ( $L_c$ )	0.11	kg/m
Altura de columna ( $h_c$ )	0.68	m
Carga de columna ( $Q_c$ )	0.078	kg

Tabla 3.18 Resultados obtenidos en la zapatera

Espaciamiento (E )	0.5	m
Piedra (V)	0.5	m
Carga total ( $Q_t$ )	0.23	kg

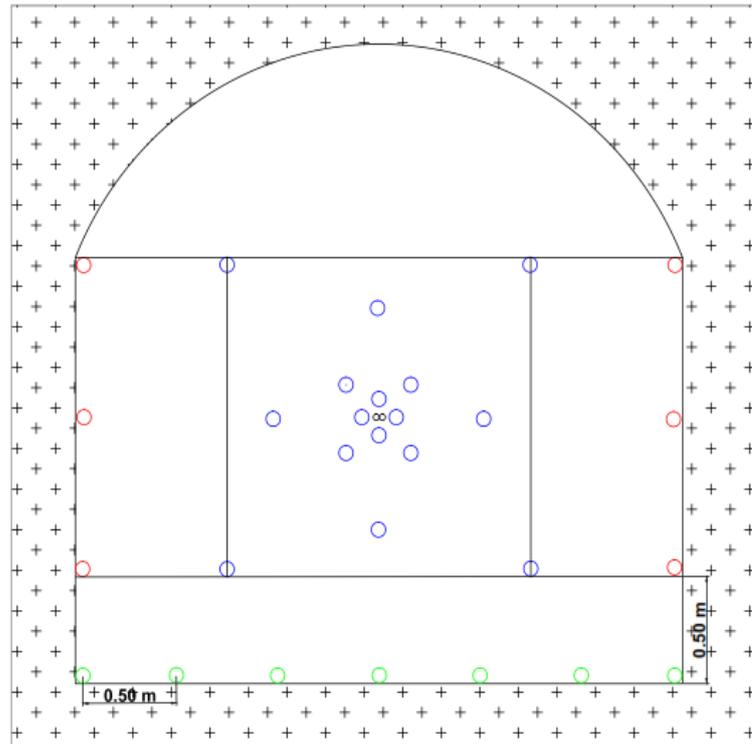


Figura 3.6 Diseño y medidas de la zapatera

### 3.5.6. Barrenos de destroza o corona

Como punto final del diseño es la ubicación de los barrenos de la corona que generan la forma del túnel, su cálculo empleado es similar al usado en los métodos anteriores trabajando con un factor de fijación de 1.2.

Tabla 3.19 Cálculo carga de fondo

Concentración lineal de fondo ( $L_f$ )	0.62	kg/m
Altura de fondo ( $h_f$ )	1.30	m
Carga de fondo ( $Q_f$ )	0.81	kg

Tabla 3.20 Cálculo carga de columna

Concentración lineal de columna ( $L_c$ )	0.31	kg/m
Altura de columna ( $h_c$ )	0.03	m
Carga de columna ( $Q_c$ )	0.011	kg

Tabla 3.21 Resultado obtenido en la destroza

Espaciamiento (E )	0.92	m
Piedra (V)	1	m
Carga total ( $Q_t$ )	0.82	kg
Número de barrenos	5	-

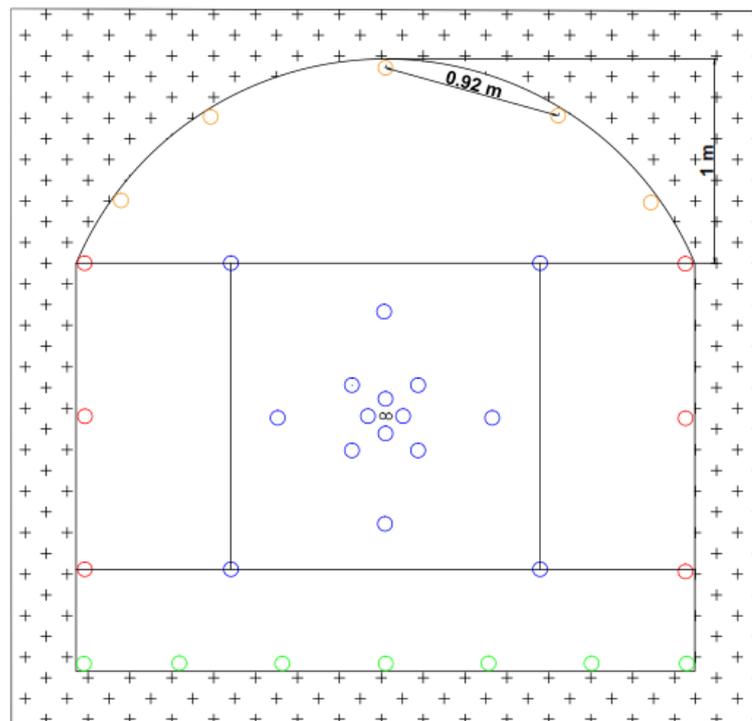


Figura 3.7 Diseño y medidas de la corona

### 3.5.7. Relación consumo específico y perforación específica

Con las variables de diseño ya obtenidas, se procede a analizar si la malla de perforación y voladura realizada tiene un consumo específico dentro de los rangos teóricos, el volumen de arranque que se obtendrá durante la voladura y su perforación específica.

Con estos datos finales se señala si la voladura es optimizada, la misma que será aplicada en la mina Oro Sol Uno con el objetivo de comparar que diseño es el más conveniente para las labores de avance de explotación entre el diseño actual con el nuevo diseño a ser presentado.

Al determinar la carga de los barrenos en base a su peso y calidad, especificamos cuanto explosivo vamos a utilizar en su totalidad; dando lo siguiente:

Tabla 3.22 Resultados de diseño

Total de la Carga ( $Q$ )	26.86 kg
Longitud total de la Perforación	61.01 m
Número de barrenos	34
Numero de barrenos de alivio	2

El consumo específico es una cantidad basada entre la relación de la carga total a ser utilizada y el volumen del material extraído, por el cual debe encontrarse dentro de los rangos.

Tabla 3.23 Rango teórico del consumo específico

Rango del consumo específico	
$q_{min}$	1.80 kg/m <sup>3</sup>
$q_{máx}$	2.48 kg/m <sup>3</sup>

Tabla 3.24 Resultados del consumo específico y volumen de arranque

$q$	1.90 kg/m <sup>3</sup>
Volumen de arranque ( $V_t$ )	14.16 m <sup>3</sup>

La perforación específica es la relación entre la longitud total de perforación y el volumen del material extraído, dando un total de 4.31 m/m<sup>3</sup>.

### 3.6. Nuevo diseño malla de perforación y voladura

En el nuevo diseño cada barreno será ubicado adecuadamente en base a las medidas ya obtenidas considerando el área de la sección; y así distribuir primeramente los barrenos de alivio en medio, posteriormente rodearlos con los barrenos del cuele, ayuda, zapatera y corona; como se observa a continuación.

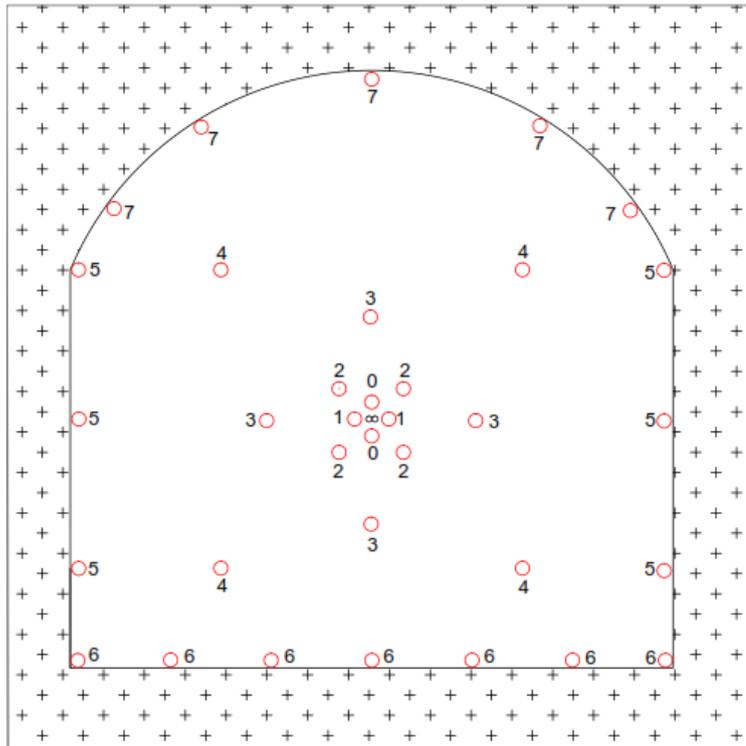


Figura 3.8 Distribución y detonación de los barrenos

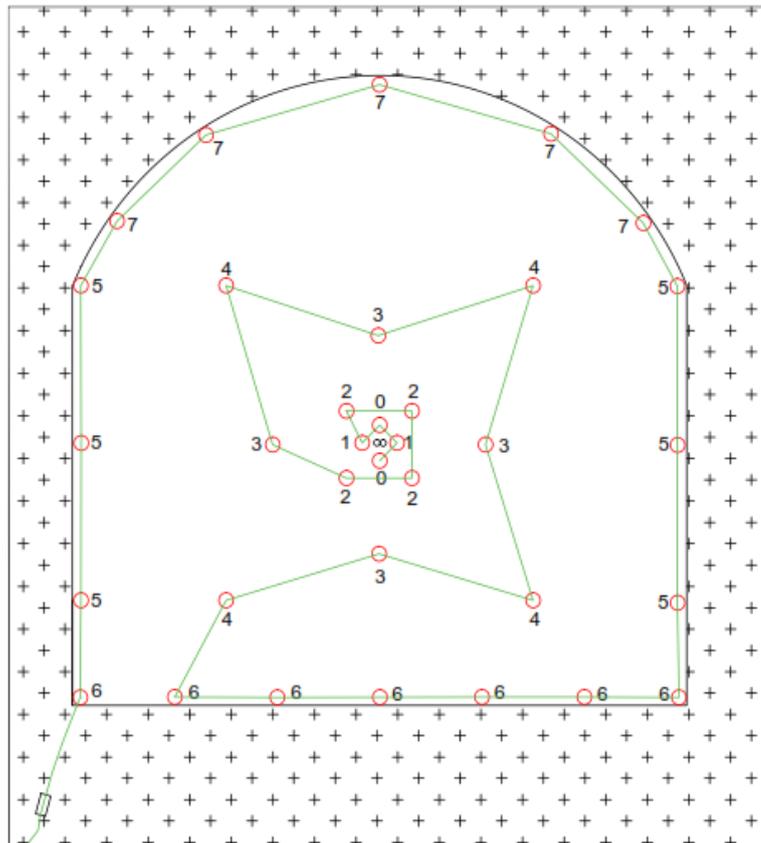


Figura 3.9 Secuencia de salida de la voladura

## CAPÍTULO 4

### ANÁLISIS Y APLICACIÓN DE LA METODOLOGÍA DE DISEÑO

Para la adecuada interpretación de los resultados se debe realizar la aplicación del nuevo diseño en las labores de explotación de la mina, y a su vez determinar un esquema comparativo entre los aspectos más relevantes del caso de estudio.

#### **4.1. Aplicación de la nueva malla de perforación y voladura en la mina Oro Sol Uno**

En la aplicación del diseño como primer punto se señaló la ubicación y dimensionamiento de los barrenos con pintura spray y una cinta métrica, y así el personal encargado del proceso visualicé los puntos establecidos y proceda a la respectiva perforación; para luego cargar los barrenos con la sustancia explosiva y por último realizar la secuencia de detonación.

##### **4.1.1. Avance de explotación por voladura**

El avance de la perforación puede ser variado debido a diversos factores, que pueden afectar la eficiencia de la misma.

Por disponibilidad de herramientas en las bodegas de almacenaje de la empresa, se facilitó el barreno con una efectividad de perforación de 1.60 m dándose la aplicación del diseño con ese tipo de barreno.

Para determinar la efectividad de avance se permitió realizar un total de 4 voladuras y en cada voladura se fue midiendo el avance real conseguido con ayuda de la cinta métrica.

Una vez medido el avance en cada voladura se procede a determinar su promedio de avance y la eficiencia que género las detonaciones realizadas; cuyos resultados obtenidos se demuestran en la siguiente tabla:

Tabla 4.1 Medición de avance por voladura con la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura

N° de voladuras	Avance (m)
Voladura 1	1.44
Voladura 2	1.52
Voladura 3	1.50
Voladura 4	1.60
Promedio de avance	1.52
Eficiencia de avance	95 %

#### 4.1.2. Aspecto del material fragmentado

Una vez realizada las voladuras tanto del método actual con la nueva aplicación de diseño, se hizo un reconocimiento sobre el aspecto que tiene el material ya fragmentado; para así generar un análisis de fragmentación entre los diseños expuestos.

La voladura del diseño actual mostró una fragmentación de dimensiones que varían de 15 a 25 cm de bloque típico, como se puede observar en la siguiente figura:



Figura 4.1 Fragmentación del diseño actual

La voladura del nuevo diseño presentó una fragmentación de dimensiones pequeñas de 8 a 12 cm de bloque típico y a su vez material un poco arenoso; como se observa a continuación:



Figura 4.2 Fragmentación del nuevo diseño aplicado

Sin embargo es importante recalcar que dentro de la política de la empresa es aceptable la fragmentación obtenida.

El volumen de roca obtenido con el promedio de avance es de:

$$\text{Volumen de arranque } (V_t) = 1.52 \text{ m} * 8.36 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen de arranque } (V_t) = 12.70 \text{ m}^3$$

#### **4.1.3. Medidas y aspecto del túnel.**

Una vez efectuado el saneamiento y limpieza del área de estudio, quedando completamente libre la zona para su circulación; se visualizó con mejor detalle el aspecto y forma del túnel de todas las voladuras realizadas.

Se constató que cada túnel presentó formas semejantes o parecidas a las del diseño planteado, por el cual se obtuvo una buena eficiencia en la aplicación del mismo y a gusto de la empresa.

El arco del túnel quedó uniforme y no existió un sobre dimensionamiento en su forma.

Las paredes y techos de los mismos no presentaron mucha roca suelta, por ende fueron firmes y resistentes.

Con estos detalles se puede finalizar que el aspecto presentado favoreció a la determinación que los resultados fueron los esperados, y que su forma fue la más consistente.

#### 4.2. Esquema de comparación entre la malla de perforación actual con la nueva propuesta de diseño

##### 4.2.1. Comparación de resultados de los parámetros de perforación y voladura

En el siguiente esquema podemos observar con mayor claridad, la comparación de resultados de las características de diseño entre las dos mallas de perforación y voladura.

Tabla 4.2 Comparación entre el diseño actual y la nueva propuesta de diseño

MINA ORO SOL UNO			
	Parámetros	Diseño Actual	Nuevo Diseño
Diseño	Luz (m)	1.70	3
	Altura (m)	2	3
	Diámetro del barreno (m)	0.036	0.036
	Constante de la roca (c)	-	0.5
Explosivo	Densidad del ANFO (kg/m <sup>3</sup> )	800	800
	Densidad de Emulnor (kg/m <sup>3</sup> )	1140	1140
Diseño	Área (m <sup>2</sup> )	3.25	8.36
	Número de barrenos	25	34
	Número de barrenos de alivio	2	2
	Avance (m)	1.60	1.69
General	Volumen de arranque (m <sup>3</sup> )	5.20	14.16
	Longitud total perforada (m)	43.20	61.01
	Perforación específica (m/m <sup>3</sup> )	8.30	4.31
	Carga de la sustancia explosiva (kg)	10.08	26.86
	Consumo específico (kg/m <sup>3</sup> )	1.94	1.90

##### 4.2.2. Comparación con la distribución de barrenos

La adecuada distribución de los barrenos con la nueva alternativa de diseño, permitió al personal identificar las distintas clases de barrenos (cuele, ayudas, zapateras y destroza) que se utilizan en la actualidad.

Los diseños obtenidos después de la manipulación de cada uno de los parámetros se demuestran a continuación:

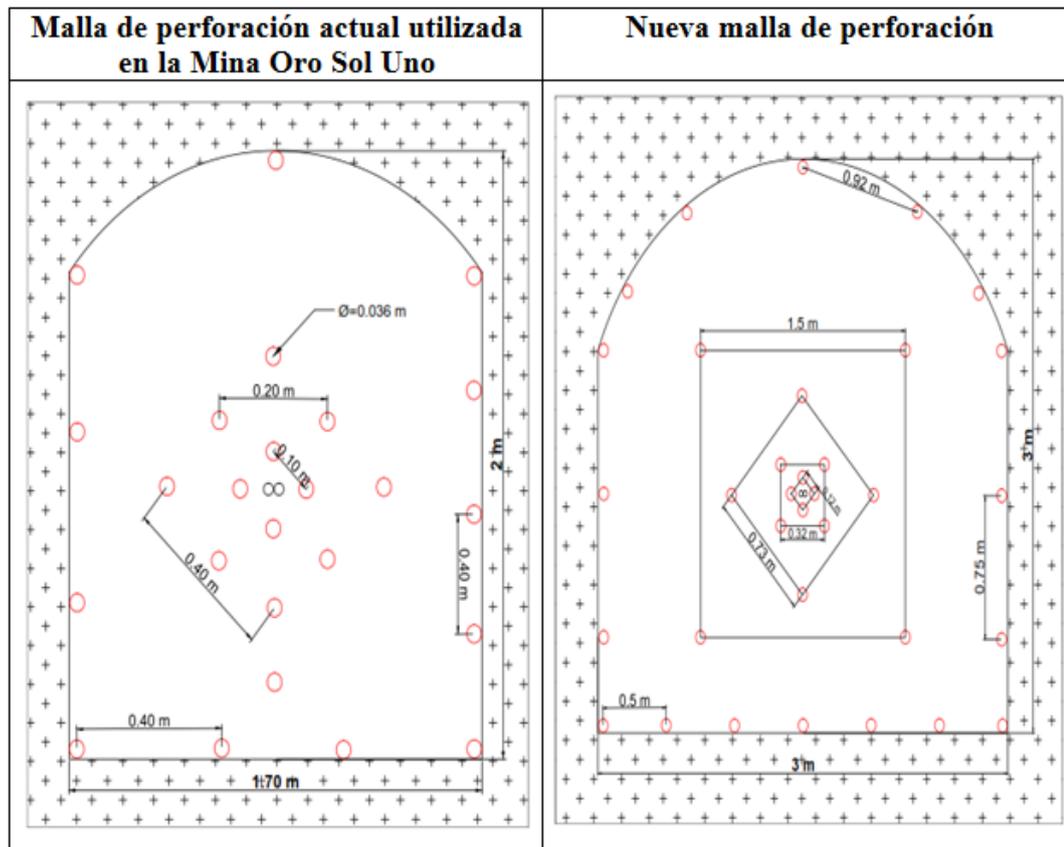


Figura 4.3 Comparación de diseño entre la malla de perforación actual y la nueva malla de perforación. Comparando el diseño actual con el optimizado se observa una gran discrepancia en términos de ubicación de los barrenos y sus medidas.

#### 4.2.3. Comparación del avance de explotación.

Mediante la verificación de cada voladura, se observa una gran diferencia en condiciones de avance y eficiencia del mismo entre el diseño actual con el optimizado.

Cabe mencionar que en labores actuales se emplean perforaciones con barrenos de 1.60 m de avance, mientras que para la aplicación del nuevo diseño por su disponibilidad se aplicó el mismo tipo de barreno como se mencionó anteriormente, cuyos resultados de comparación se definen en la siguiente tabla:

Tabla 4.3 Comparación de la eficiencia de avance entre el diseño actual y el optimizado

Mina Oro Sol Uno	Diseño Actual	Nuevo Diseño
N° de voladuras	Avance (m)	Avance (m)
Voladura 1	1.39	1.44
Voladura 2	1.44	1.52
Voladura 3	1.42	1.50
Voladura 4	1.49	1.60
Promedio de avance	1.43	1.52
Eficiencia de avance	89 %	95 %

Para obtener la eficiencia de avance de los dos diseños, se aplicó una regla de tres como se observa a continuación:

$$\begin{array}{ll}
 1.60 \text{ m} \rightarrow 100 \% & 1.60 \text{ m} \rightarrow 100 \% \\
 1.43 \text{ m} \rightarrow x & 1.52 \text{ m} \rightarrow x
 \end{array}$$

$$x = 89 \%$$

$$x = 95 \%$$

Por ende la efectividad de avance de 89% que se generaba anteriormente se optimizó a un 95% presentando resultados favorables.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### Conclusiones

En la realización del presente caso de estudio se analizó no solo el cálculo y aplicación de diseño, sino también se conoció a mayor detalle el macizo rocoso que rodea al área, sus propiedades y comportamiento, destacando lo siguiente:

- Para una apropiada interpretación de las variables de diseño se efectuó primeramente el análisis de resistencia a la compresión uniaxial, con muestras de roca de caja que fueron obtenidas del frente de explotación; siendo estas sometidas a los respectivos ensayos, el cual arrojó un resultado promedio de resistencia de roca de 14.27 MPa.
- Con la clasificación geomecánica del RMR permite evaluar el comportamiento del macizo rocoso que atraviesa el túnel considerando sus fracturas o discontinuidades, el RQD, la presencia o filtración de agua y las fallas, además de su facilidad de empleo se indica el tipo de roca presente una vez obtenido su puntaje correspondiente, encontrándose una roca buena de clases N° 2.
- La implementación del método de Langefors y Kihlstrom permite calcular adecuadamente los parámetros de diseño para la malla de perforación y voladura; consiguiendo así una apropiada distribución de los barrenos en base al área de la sección, una mejor eficiencia del proceso y buenos resultados.
- Para obtener un diseño de túnel con una sección de 8.36 m<sup>2</sup> se requiere un total de 34 barrenos donde se estima que para lograr desprender 14.16 m<sup>3</sup> de roca, es necesario un total de 26.86 kg de sustancia explosiva con el uso de Emulnor 3000 como carga de fondo y ANFO como carga de columna; sin embargo en las voladuras empleadas con un promedio de avance de 1.52 m se obtuvo un volumen de arranque de 12.70 m<sup>3</sup> estando cerca de su valor estimado.
- Con la optimización de la malla de perforación y voladura aplicada en la mina Oro Sol Uno se determinó que su eficiencia de avance aumento en un 6% (del 89% usado anteriormente con el 95% obtenido durante la aplicación del método), además la perforación específica que se genera con la nueva propuesta de diseño disminuye en comparación con la propuesta actual de un 8.30 m/m<sup>3</sup> a 4.31 m/m<sup>3</sup>.

- Otra de las variantes más importantes es la determinación del consumo específico donde para voladuras de labores subterráneas pueden variar de 0.9 a 7 kg/m<sup>3</sup>. Consiguiéndose un consumo de 1.90 kg/m<sup>3</sup> por lo tanto el mismo se encontró dentro del rango teórico establecido (1.80 a 2.48 kg/m<sup>3</sup>), por otra parte se logró obtener un mayor volumen de arranque de 12.70 m<sup>3</sup> en comparación con el diseño actual que fue de 5.20 m<sup>3</sup>.
- La fragmentación puede ser expresada en función de su consumo específico, a CE altos y en base a su rango teórico se proporciona una buena fragmentación y desplazamiento del material, ayudando alcanzar puntos óptimos en el proceso operativo; por lo tanto la fragmentación con la nueva propuesta de diseño tuvo una granulometría de menor tamaño, mientras que la fragmentación que se obtiene con la malla actual es de mayor tamaño granulométrico.
- La disposición final del túnel con la nueva alternativa presentó una forma acorde al diseño y paredes firmes.
- Como punto final se evidencia que con un mejor criterio de diseño se produce un mayor avance y eficiencia del proceso; el cual no está directamente relacionado con la cantidad de carga explosiva, sino más bien depende de una adecuada distribución de los barrenos.

## Recomendaciones

Es importante siempre tener claro que es lo que hace eficiente al proceso de perforación y voladura; en base a lo aprendido y observado durante la presente investigación se sugieren las siguientes recomendaciones:

- Con los resultados conseguidos se recomienda a la empresa desarrollar el uso de este nuevo sistema de diseño en sus frentes de avance, siguiendo como base esta investigación dejando a criterio de sus socios.
- Se debe tener un análisis respectivo sobre el tipo de roca y estructura del área, conociendo con más detalle la estabilidad de la misma para una correcta aplicación de diseño.
- Si se produce algún cambio en la sección del túnel, sus parámetros de diseño deben ser modificados tomando como base las nuevas medidas que la empresa requiera, y así obtener una eficiencia de su malla.
- Al momento de realizar el cálculo de las variables de diseño es indispensable verificar que los datos de campo tomados sean los correctos, para evitar todo tipo de falencias.
- Se sugiere a la empresa experimentar con otros agentes explosivos para así definir una diferencia en cuanto a calidad y manejo operativo.
- Para una mejor eficiencia de labores se recomienda a la empresa a parte de la aplicación de la malla de perforación y voladura, una adecuada organización, cumplimiento y orden en el ciclo de trabajo.
- Es indispensable la ventilación del área de unas 4 horas como mínimo para eliminar correctamente los gases emitidos e ingresar nuevamente a la limpieza del frente y que en la misma no exista ninguna novedad.
- Además se recomienda indicar al personal encargado del proceso sobre la nueva alternativa de diseño, la distribución de los barrenos y así el mismo será optimizado.
- Por último se debe tener un mecanismo de control y supervisión del proceso analizando si se está implementando adecuadamente el diseño, para así alcanzar buenos resultados tanto de fragmentación, disposición final del túnel y seguridad de labores.

## BIBLIOGRAFÍA

- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). Perforación y Voladura de rocas en minería. Madrid, España.
- Buele, J. A. (2017). Optimización en los parámetros de perforación y voladura en el avance del túnel de la mina Cabo de Hornos, 110. Cuenca, Ecuador: Tesis.
- Díaz, J. C., Guarín, M., & Jiménez, J. (4 de Diciembre de 2012). Análisis y diseño de la operación de perforación y voladuras en minería de superficie empleando el enfoque de la programación estructurada, 8. Colombia: ISSN 012-3630.
- Explocen. (Abril de 1992). II Seminario internacional de perforación y voladura. Cuenca, Ecuador.
- Exsa. (2013). Manual Práctico de Voladura, 358.
- Feijoo, P. (1997). Manual de mecánica de rocas y estabilidad de túneles y taludes. Cuenca, Azuay, Ecuador.
- Herrera, F. (Mayo de 2013). Caracterización de los depósitos de avalanchas de escombros en el tramo Píllaro-Patate. 211. Quito, Ecuador.
- Llanque, O. (2015). Métodos con Sostenimiento artificial o Métodos con Relleno, 25. Perú.
- López, C. J. (2003). Manual de Perforación y Voladura de Rocas, 464. Madrid, España: I.S.B.N.
- López, M. (08 de Enero de 2017). Formación Macuchi. 3.
- López, V. (Mayo de 2017). Proyecto integrador "Mapeo Geotécnico para diseñar la fortificación a aplicarse en la falla "Los Ratones" ubicada en la mina SOMINUR LA CASACADA, nivel principal, localizada en el Cantón Camilo Ponce Enríquez, Provincia del Azuay", 146. Quito, Ecuador.
- Lozano, J. P. (2015). Diseño de explotación por corte y relleno ascendente en la veta Mary en la empresa Produmin S.A, sector Bella Rica, 125. Macas, Ecuador.
- Medina, I. J. (Agosto-Noviembre de 2013). Gobierno Autonomo Descentralizado Municipal Camilo Ponce Enriquez, Provincia del Azuay. Recuperado el 31 de Octubre de 2018, de

[http://www.camiloponce.gob.ec/camilopo\\_camilop/images/eia/EIA\\_Alcantarillado\\_CamiloPonceE.pdf](http://www.camiloponce.gob.ec/camilopo_camilop/images/eia/EIA_Alcantarillado_CamiloPonceE.pdf)

- Navea, C. (2016). CEDUC. Recuperado el 30 de Octubre de 2018, de <http://www.ceduc.cl/aula/cqbo/materiales/GM/GM-161/B/Geologia%20General%20I%20Unidad.pdf>
- Osinergmin. (Mayo de 2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas, 270. Lima, Perú.
- Palomino, H. (2016). Optimización del proceso de perforación y voladura en las labores de desarrollo para mejorar la eficiencia en compañía minera Poderosa S.A. Trujillo, Perú.
- Romero, I. J. (Marzo de 2016). Informe de producción área minera Renacer M3. 31. Ecuador.
- Sánchez, Y. V. (Junio de 2012). Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina bethzabeth. 247. Quito, Ecuador: Tesis.
- Sena, F. (Julio de 2013). Desarrollo de una herramienta de diseño de voladuras en túneles. Porto, Portugal: Facultad de Ingeniería de la Universidad de Porto.
- Vilela, W. (Diciembre de 2014). Análisis de factibilidad para el uso de anfo pesado a base de emulsión gasificable en minera Yanacocha, 83. Lima, Perú.