



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

**“Optimización de procesos de perforación y voladura en los
frentes de trabajo de la sociedad minera Santa Clara,
Ponce Enríquez - Azuay”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autores:

NIXON ISAAC ESPINOSA YANEZ

RONY DAVID HORMAECHEA INGA

Director:

ERNESTO PATRICIO FEIJOO CALLE

CUENCA-ECUADOR

2021

DEDICATORIA

Dedicatoria Nixon Isaac Espinosa Yáñez:

Quiero dedicar esta tesis en primer lugar a mi Padre DIOS, que ha sido mi soporte en todo tiempo, que me ha brindado sabiduría y me ha sostenido en las dificultades, él es la razón principal para que culmine este proyecto, por su amor infinito, por la fuerza y salud que me brindo para culminar este sueño.

Dedico de manera muy especial este logro a mi esposa María Fernanda, que ha sido mi ayuda idónea en este proceso, infundiéndome fuerzas y creyendo en mí en todo momento a pesar de los obstáculos, gracias por apoyarme a cumplir mis sueños y vivirlos conmigo.

A mi hija Luciana que es mi motivación constante para mejorar y cumplir mis metas, gracias por la luz que llegaste a poner a mi vida con tus ocurrencias y por enseñarme que el éxito de un hombre empieza por su familia.

A mis padres que sin ellos no hubiera logrado esta meta, por la instrucción de mi padre y la dirección de mi madre, por alentarme a seguir cuando creí que no podía, por estar conmigo en los triunfos y las derrotas, sin duda alguna este logro se los debo en gran parte a ustedes, por eso les dedico este trabajo en ofrenda a su paciencia, amor y sacrificio padres míos, los amo.

Dedicatoria Rony David Hormaechea Inga:

El presente trabajo se lo dedico primeramente a DIOS, por haberme regalado la fortaleza de luchar contra todo obstáculo presente a lo largo de mi vida personal y universitaria.

Especialmente agradezco de todo corazón a mi madre Tanya Inga, quien fue el pilar fundamental para lograr culminar mis estudios universitarios, quien con su gran esfuerzo está siempre presente, para apoyarme a cumplir mis metas y mis sueños. Pues sin ella nada de esto sería posible que tu amor me guíe por el camino del bien.

A mis abuelos David, Teresa y toda mi familia por ser las personas que me apoyaron a seguir adelante y así poder cumplir una meta más en mi vida.

A mi hermana María Paz que siempre estuvo brindándome su apoyo.

AGRADECIMIENTO

Al culminar este gran logro, quedamos profundamente agradecidos con Dios, por guiarnos y brindarnos la fortaleza necesaria para finalizar nuestra carrera universitaria.

Un agradecimiento muy especial a nuestro director de tesis Ing. Patricio Feijoo, por brindarnos todas las herramientas y conocimientos necesarios para culminar este trabajo muy importante en nuestras vidas.

A todos los maestros que nos regalaron sus conocimientos, experiencias, su amistad y se esforzaron por ayudarnos a llegar al punto en el que nos encontramos, el proceso no fue sencillo, pero gracias por transmitirnos lo mejor de sí mismos y por la dedicación que nos brindaron.

A nuestros compañeros que nos brindaron una sincera amistad y formaron parte de nuestra vida durante todo el proceso, dejando una huella que perdurara a pesar del tiempo.

Finalmente agradecemos a la Universidad del Azuay, a la Facultad de Ciencia y Tecnología por darnos la bienvenida al mundo profesional como tal, por abrirnos las puertas de su seno científico y formarnos como profesionales de tan prestigiosa institución educativa.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE ANEXOS	x
RESUMEN	xi
ABSTRACT	xii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1	4
ASPECTOS GENERALES	4
1.1 Descripción de la zona de estudio	4
1.1.1 Ubicación Geográfica	4
1.1.2 Clima y Vegetación	5
1.2 Geología	6
1.2.1 Geología Regional	6
1.2.2 Geología local	7
1.2.3 Georreferenciación.....	10
CAPÍTULO 2	11
MARCO TEÓRICO	11
2.1 Minería subterránea	11
2.1.1 Bases teóricas.....	12
2.1.2. Mecánica de rocas.....	12
2.2. Perforación	14
2.2.1 Condiciones de perforación	15

2.2.2. Errores y defectos en la perforación	17
2.2.3. Equipos de perforación:	20
2.2.4. Accesorios de perforación	25
2.3. Voladura	32
2.3.1. Condiciones de voladura.....	33
2.3.2. Errores y defectos en la voladura.....	33
2.3.3. Explosivos e insumos que se utilizan	35
CAPÍTULO 3.....	42
ANÁLISIS DE LOS TRES FRENTES DE TRABAJO	42
3.1 Obtención de muestras	42
3.1.1 Toma de muestras	43
3.1.2 Preparación de muestras	43
3.2 Técnicas de recolección de datos	44
3.2.1 Técnica para el procesamiento de datos	44
3.3.2 Instrumentos de recolección de datos	45
3.3 Malla de perforación actual	45
3.4 Diseño de voladura actual	46
3.5 Ensayos de laboratorio	47
3.5.1 Resistencia a la compresión simple.....	47
CAPÍTULO 4.....	51
ANÁLISIS DE RESULTADOS Y PROPUESTA DE OPTIMIZACIÓN.	51
4.1 Método sueco	51
4.2 Cálculos para la nueva malla de perforación y voladura.....	51
4.2.1 Potencia relativa.....	52
4.2.2 Avance de perforación	53
4.2.3 Diámetro de perforación	53
4.2.4 Zona A: Cuele.....	54

4.2.4.1 Zona A: Primer cuadro	55
4.2.4.2 Zona A: Segundo, tercer y cuarto cuadro	57
4.2.5 Zona B: Ayudantes	61
4.2.6 Zona E: Zapateras	65
4.2.7. Zona D: Corona	67
4.3 Consumo de explosivos y perforación total	72
4.4 Diseño de la nueva malla de perforación y voladura	74
4.5 Plan de optimización y voladura	76
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	78
Conclusiones	78
Recomendaciones.....	79
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	80
ANEXOS	83

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Ubicación política sociedad Santa Clara	5
Figura 1.2 Basaltos.....	8
Figura 1.3 Muestra de pórfido hornbléndico.....	9
Figura 1.4 Muestra cuarzo andesitas porfídicas de hornblénda.	9
Figura 1.5 Mapa Georreferenciación	10
Figura 2.1 Diámetro insuficiente en las perforaciones.....	18
Figura 2.2 Desviación en el paralelismo	18
Figura 2.3 Espacios irregulares entre taladros	19
Figura 2.4 Irregularidad longitud entre taladros	19
Figura 2.5 Intersección de taladros	19
Figura 2.6 Sobrecarga - excesiva densidad de carga.....	20
Figura 2.7 Rosca C. para varillas grandes.....	26
Figura 2.8 Adaptadores estriados.....	27
Figura 2.9 Adaptador con barrido general	27
Figura 2.10 varillas cónicas con culata manual	29
Figura 2.11 varillas cónicas con culata manual	29
Figura 2.12 Tipos de manguitos disponibles.....	30
Figura 2.13 Broca de pastillas	32
Figura 3.1 Muestras del macizo rocoso.....	44
Figura 3.2 Malla de perforación de uno de los frentes de explotación	45
Figura 3.3 Malla de voladura de uno de los frentes de explotación.....	47
Figura 3.4 Ensayo de resistencia a la compresión simple.....	50
Figura 4.1 Frente de explotación.....	52
Figura 4.2 Diseño del cuele.....	61
Figura 4.3 Diseño de ayudante.....	64

Figura 4.4 Diseño de ayudantes	64
Figura 4.5 Diseño de las zapateras	67
Figura 4.6 Diseño de la corona	68
Figura 4.7 Diseño de la corona	69
Figura 4.8 Diseño de corona	72
Figura 4.9 Distribución de los barrenos	75
Figura 4:10 Sistema de detonación de los explosivos.....	75
Figura 4.11 Malla de perforación actual	77
Figura 4.12 Nueva malla de perforación.....	77

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1 Coordenadas sociedad Santa Clara.	5
Tabla 2.1 Rangos de resistencia de la roca	13
Tabla 2.2 Diámetros disponibles y longitudes estándar de las varillas más comunes.....	29
Tabla 3.1 Características generales de cada muestra tomada en El Quinche.....	47
Tabla 3.2 Características generales de cada muestra tomada en El Gato	48
Tabla 3.3 Características generales de cada muestra tomada en La Esperanza	48
Tabla 3.4 Resultados obtenidos en las muestras del frente de explotación El Quinche	49
Tabla 3.5 Resultados obtenidos en las muestras del frente de explotación El Gato ..	49
Tabla 3.6 Resultados obtenidos en las muestras del frente de explotación La Esperanza	49
Tabla 4.1 Dimensiones de la galería de la mina Santa Clara	51
Tabla 4.2 Datos de los explosivos FAMESA.....	52
Tabla 4.3 Índices de carga de explosivos.....	73
Tabla 4.4 Comparación malla actual y nueva malla de perforación.	76

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Taco de nitrato utilizado en la voladura	83
Anexo 2. Emulsión utilizada en la voladura (Emulnor 3000).....	84
Anexo 3. Detonante utilizado en la voladura	85
Anexo 4. Muestras de roca de cada frente	86
Anexo 5. Dimensiones cada muestra	87
Anexo 6. Colocación de muestra para realizar prueba de resistencia	88
Anexo 7. Ruptura de muestra en el ensayo de resistencia	89
Anexo 8. Muestras para encontrar su peso específico	90
Anexo 9. Muestras previamente secadas	91
Anexo 10. Colocación de muestra para encontrar su volumen.....	92
Anexo 11. Visualizaciones de los frentes de explotación	93
Anexo 12. Toma de muestras.....	94
Anexo 13. Mediciones de los frentes de explotación.....	95

**“OPTIMIZACIÓN DE PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN
LOS FRENTES DE TRABAJO DE LA SOCIEDAD MINERA SANTA
CLARA, PONCE ENRÍQUEZ - AZUAY”**

RESUMEN

El presente trabajo nace de la necesidad del conocimiento sobre las ventajas que puede generar en una concesión minera las actividades de perforación y voladura, considerando que son procesos de producción, y que, mediante su buena implementación y efectividad en la preparación del yacimiento y su explotación, permitirá un mayor avance y mejores rendimientos.

Mediante el análisis de dos labores mineras subterráneas en la sociedad “Santa Clara” ubicada en el distrito minero aurífero Ponce Enríquez, se propuso la optimización de los procesos de perforación y voladura, en los diferentes frentes de explotación.

Estas labores son de vital importancia para la extracción del mineral que se encuentra en el yacimiento, y así optimizar la maquinaria e insumos que se utilizan actualmente.

Palabras Clave: perforación, voladura, concesión, extracción, optimización.



Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle
Director del Trabajo de Titulación



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas
Coordinador de Escuela



Rony David Hormaechea Inga
Autor



Nixon Isaac Espinosa Yáñez
Autor

**“OPTIMIZATION OF DRILLING AND BLASTING PROCESSES IN THE
WORK FRONTS OF THE MINING SOCIETY SANTA CLARA, PONCE
ENRÍQUEZ - AZUAY”**

ABSTRACT

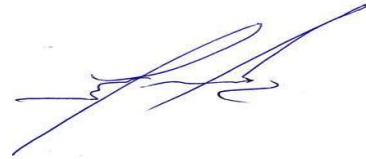
This study arises from the need to know about the advantages that drilling and blasting activities can generate in a mining concession, considering that they are production processes, and that through their good implementation and effectiveness in preparation of the deposit and its exploitation, it will allow a greater advance and better yields. Through the analysis of two underground mining operations in the “Santa Clara” company located at Ponce Enríquez gold zone, the optimization of drilling and blasting processes was proposed on the different exploitation fronts. These tasks are of vital importance for the extraction of the mineral found in the deposit to optimize machinery and supplies that are currently used.

Keywords: drilling, blasting, concession, extraction, optimization.



Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Director of the Degree Project



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinator of the School



Rony David Hormaechea Inga

Author



Nixon Isaac Espinosa Yáñez

Author

Translate by



Rony Hormaechea and Nixon Espinosa.

Nixon Isaac Espinosa Yáñez
Rony David Hormaechea Inga
Trabajo de Titulación
Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle
Noviembre, 2021

**“OPTIMIZACIÓN DE PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN
LOS FRENTES DE TRABAJO DE LA SOCIEDAD MINERA SANTA
CLARA, PONCE ENRÍQUEZ - AZUAY”**

INTRODUCCIÓN

En Ecuador, la minería tiene un papel muy importante gracias al ingreso económico que genera. En esta actividad se extrae oro, plata, cobre, platino, entre otros minerales de gran importancia, principalmente en las zonas de Nambija, Zaruma y Camilo Ponce Enríquez. (Aillón, 2016).

La minería en Camilo Ponce Enríquez, se inició en el año de 1970 con un desordenado crecimiento, enfocado en la minería artesanal, donde existía un nulo conocimiento de tecnologías y ningún control ambiental. Esta actividad minera consistía en que pequeños grupos familiares analizaban o buscaban zonas ricas en minerales metálicos, principalmente de oro y cobre, para posteriormente abrir galerías de forma artesanal con dimensiones muy limitadas, estas servían de acceso para llegar hasta las vetas mineralizadas. El mineral extraído era comercializado a pequeños comerciantes de la zona, dicha remuneración económica servía únicamente para su propio beneficio. A partir de la obtención de un beneficio económico, otras familias empezaron a extraer minerales lo que provocó un descontrol, provocando una explotación de una manera informal o ilegal. Sin embargo, con el pasar de los años se empezó a implementar una minería más amigable tanto en la parte técnica, ambiental y legal, surgiendo así las primeras cooperativas mineras con capitales limitados. (Yáñez Paz, 2018).

En la actualidad en la zona de Camilo Ponce Enríquez existen varias cooperativas mineras que generan un gran aporte económico al país por el pago de regalías y a su vez son fuentes de empleo para las personas de la zona y otros lugares del país.

La presente investigación se refiere al tema de perforación y voladura que se puede definir como dos de las actividades más importantes en la actividad minera, en donde se realizan orificios en la roca con perforadoras y se procede a colocar explosivos para realizar la fragmentación del material rocoso y así poder extraerlo y tratarlo posteriormente.

Las características de estas actividades, es que en la mayoría de las zonas mineras del país y especialmente en pequeña minería se la realiza de una forma empírica y anti técnica, guiados por un instinto de confianza en el perforista antes que en un estudio técnico de la zona.

Para analizar las problemáticas de estas actividades se debe mencionar sus causas, una de ellas es la falta de estudios y pruebas de laboratorio que se realizan en una zona antes de ser intervenida, en parte se debe a la forma que por muchos años se realizó la minería en nuestro país, donde existía muy poco control de operaciones o en la mayoría de los casos no existía, por lo que, por años se realizaron labores de perforación y voladura basándose únicamente en la experiencia de los trabajadores.

La investigación de estas actividades mineras en específico, se las realizó con el interés de conocer la forma en que se vienen desarrollando y los equipos que están empleando en las labores. Esto permitirá identificar algunas posibles falencias existentes en las labores de perforación y voladura, como puede ser una mala distribución de barrenos, un inadecuado uso de explosivos, que luego serán analizadas para buscar soluciones técnicas en beneficio de la empresa.

En el ámbito profesional, como Ingenieros en Minas, el interés se centró en conocer el contexto técnico y laboral que se desarrolla en la empresa, además de analizar las condiciones y procesos que se llevan a cabo en tres diferentes frentes de explotación

respecto a la perforación y voladura, para finalmente proponer una optimización en la voladura.

En el primer capítulo veremos una descripción general del área de estudio y de la geología del lugar, determinando así las características de la roca a estudiar.

En el segundo capítulo se observará las bases teóricas en las que la investigación está sostenida en base a diferentes fuentes bibliográficas, y a estudios ya realizados por diferentes autores, así como las condiciones y los equipos empleados en la perforación y voladura.

El tercer capítulo indica cómo fue la obtención de muestras, la metodología utilizada para desarrollar las pruebas de laboratorio y el análisis de la situación actual de los procesos.

En el cuarto capítulo se muestran los resultados de la investigación, los cálculos de la nueva malla de perforación y voladura y las propuestas de optimización para los tres frentes.

CAPÍTULO 1

ASPECTOS GENERALES

1.1 Descripción de la zona de estudio

La sociedad minera “Santa Clara”, está dentro de las labores de pequeña minería. Su actividad principal es la extracción de concentrado de oro presente en las vetas.

El sistema de avance utilizado es por medio de perforaciones con barrenos y su posterior detonación con explosivos, con el objetivo de crear galerías de avance, el método de explotación utilizado es el de corte y relleno. La sociedad minera presenta galerías con dimensiones de 1.5 metros de luz, 1.8 metros de alto y una longitud de aproximadamente 3 km con diferentes frentes de explotación.

El cantón Camilo Ponce Enríquez presenta en su casco urbano una topografía regular, donde está asentada la mayoría de la población del cantón con sus diferentes comunidades. Sin embargo, una topografía muy diferente se presenta en la parte alta del cantón, donde se encuentran asentadas las diferentes cooperativas mineras en las comunidades como: San Gerardo, Bella Rica, La Unión, todas estas con una topografía montañosa con pendientes pronunciadas.

La minería es una de las actividades principales que se realizan en el cantón Camilo Ponce Enríquez, fomentando el comercio y la oportunidad de empleo.

1.1.1 Ubicación geográfica

La sociedad minera Santa Clara está ubicada a 5 horas de la ciudad de Cuenca en la provincia del Azuay, cantón Camilo Ponce Enríquez, con una altitud de 362 m.s.n.m. específicamente en el sector Bella Rica, aproximadamente a 30 minutos del centro cantonal. La concesión cuenta con una extensión aproximada de 10 hectáreas mineras. Con coordenadas PSAD 56, como se presenta en la siguiente tabla.

Tabla 1.1 Coordenadas sociedad Santa Clara.

PROVINCIA	CANTON	PARROQUIA	SECTOR	
Azuay	Camilo Ponce Enríquez	Camilo Ponce Enríquez	Bella Rica	
COORDENADAS DE LA SOCIEDAD “SANTA CLARA” PSAD 56				
Coordenadas Boca mina			Coordenadas Polígono	
X	Y	Z	X	Y
645554	9855690	375	641209	9661650
			643309	9661950
			643309	9661950
			646009	9660250
			649009	9650050
			649009	9658050

Fuente: Sociedad Santa Clara



Figura 1.1 Ubicación política sociedad Santa Clara

Fuente: Elaboración propia

1.1.2 Clima y vegetación

Camilo Ponce Enríquez se encuentra en la zona noroccidental, se caracteriza por su clima y vegetación de bosques húmedos, su temperatura oscila entre los 22.5 °C y 26 °C. La temperatura más alta se produce en los meses de diciembre a julio y las más bajas se presenta entre agosto y noviembre, esta zona se caracteriza por sus precipitaciones muy definidas que alcanzan los 3800 mm entre los meses de enero a julio con una humedad del 89%.

Las especies características en la zona son: aves como el perico del oro, tucán, loro amarillo, mamíferos como el cuchucho de occidente y el oso hormiguero; Otros en peligro de extinción como la guanta, el venado, mono negro, mono amarillo y el leopardo.

Para (Gemi, 2013): La flora de Ponce Enríquez es abundante, representada principalmente en los bosques con un clima tropical a subtropical, en su vegetación están presentes los árboles como machare, nogal, figueroa, guapala, laurel, canelo, algunos que sobrepasan los 30 metros de altura, la especie característica de la zona es el estrato de palma y orquídeas que se encuentra en los bosques nativos de la zona, esta especie de planta es más conocida como la palma real. (Gemi, 2013).

Según el mapa de cobertura vegetal, (MAE/MAGAP, 2015), se establece que el 49,5% del área total presenta vegetación arbustiva; el 20% del área corresponde a pastizales; el 17,5% es bosque nativo; el 12,7% presenta cultivos permanentes principalmente cacao; el 0,16% no presenta cobertura vegetal; el 0,13% corresponde a mosaico agropecuario (misceláneo indiferenciado); y un mínimo porcentaje presenta áreas pobladas.

1.2 Geología

1.2.1 Geología regional

La zona minera de Camilo Ponce Enríquez se ubica en la zona Suroeste de la cordillera, en el occidente de la provincia del Azuay cercana a la zona costera del país, en el tramo Machala-Naranjal. El basamento en este sector está constituido por volcánicos cretácicos como lavas basálticas, tobas y brechas volcánicas de la Formación Pallatanga, estas formaciones se encuentran instruidas por "stock works" y "plugs" granodioríticos.

"Esta zona es conocida por sus concentraciones de Cu-Au-Mo en pórfidos y vetas formadas dentro de rocas de caja volcánica que están relacionadas con pórfidos". (Núñez, 2018).

Las principales zonas mineralizadas ocurren en los ambientes de la corteza oceánica Pallatanga. Las rocas de Pallatanga son de color verde oscuro, muy duras y con escasos cristales bien desarrollados, es masiva y por lo general fracturada, excepto cuando se presenta en textura de almohadillas, estas zonas son ricas en minerales magnesianos y pobres en feldespatos potásicos.

La cordillera occidental está controlada por la falla regional de tendencia NE y fallas recurrentes NW que controlan los principales sistemas de drenaje y forman mineralizaciones, principalmente de tipo hidrotermal.

1.2.2 Geología local

La sociedad minera está constituida por una formación tipo pórfido, en dos formas bien marcadas, un pórfido hornbléndico y un pórfido más joven de tipo feldespato, donde la mineralización se encuentra asociada a fluidos magmáticos dados por intrusiones profundas, la gran mayoría se encuentra en la zona formada por rocas ígneas, donde predominan las rocas volcánicas de composición basáltica. (Sarango, 2015).

1.2.2.1. Basaltos

Son las rocas que más predominan en el área, ocupando el mayor porcentaje de la superficie mapeada, caracterizados por poseer una textura afanítica y estructura masiva, con coloraciones grisáceas azuladas, verdes grisáceos y/o gris oscuro a negro, tratándose específicamente de basaltos de hornblenda alterados, presentando dicha coloración por influencia de la epidota y/o clorita. (Sarango, 2015).

Las rocas basálticas que afloran en el río Guanache presentan una ligera diseminación de pirita, la cual se intensifica conforme se avanza río arriba, así mismo su coloración se torna más oscura. Entre los basaltos se han evidenciados pequeñas vetillas que podrían tratarse de apatitas, asociadas igualmente con sulfuros, principalmente pirita. (Sarango, 2015).



Figura 1.2 Basaltos

Fuente: Elaboración propia

1.2.2.2. Pórfido hornbléndico diorítico

A manera de cuerpos irregulares de textura porfídica y composición diorítica, afloran tres cuerpos; dos en el río Guanache, que se encuentran detallados en la ficha del afloramiento AMV009, donde se evidencio un contacto entre basaltos de hornblenda de textura afanítica y estructura masiva de coloración gris verdosa a gris oscura con un pórfido hornbléndico de composición diorítica y coloración grisácea., mientras en el afloramiento AMV010 se evidencio un pórfido hornbléndico de composición diorítica, textura porfídica y estructura masiva donde se puede observar claramente hornblendas, cuarzo, plagioclasas y pirita diseminada, en la parte NE del área, en las cercanías del afloramiento AMV014, en donde se presenta un macizo rocoso de coloración gris oscura, mineralizado con pirita. Su estructura es afanítica y su hábito es masivo presentando un elevado coeficiente de dureza con vetillas de cuarzo y sulfuros, vetillas paralelas entre sí, además de una pequeña intrusión que se asume se trata de un pequeño dique. (Sarango, 2015).

La coloración de estas rocas es grisácea con un elevado coeficiente de fortaleza, en donde se presentan mayoritariamente inalterados. Su textura es porfídica, con cristales subhedrales, con fenocristales de hornblenda y plagioclasas. En estas rocas también se evidencian otros minerales como cuarzo y plagioclasas, además presentan una buena atracción magnética. (Sarango, 2015).



Figura 1.3 Muestra de pórfido hornbléndico

Fuente: Elaboración propia

1.2.2.3. Cuarzo, andesitas porfídicas de hornblenda

Según, (Sarango, 2015) manifiesta que: están presentes puntualmente en el afloramiento AMV001 en donde se evidencia un contacto de estas rocas con basaltos de hornblenda alterados y cuarzo-andesita porfídico de hornblenda de coloración gris verdosa. Se ha podido evidenciar la presencia de pirita diseminada en esta roca, además con una leve reacción con ácido clorhídrico, se ha podido apreciar también un ligero reemplazamiento de hornablenda por pirita.



Figura 1.4 Muestra cuarzo andesitas porfídicas de hornblenda.

Fuente: Elaboración Propia

1.2.3 Georreferenciación

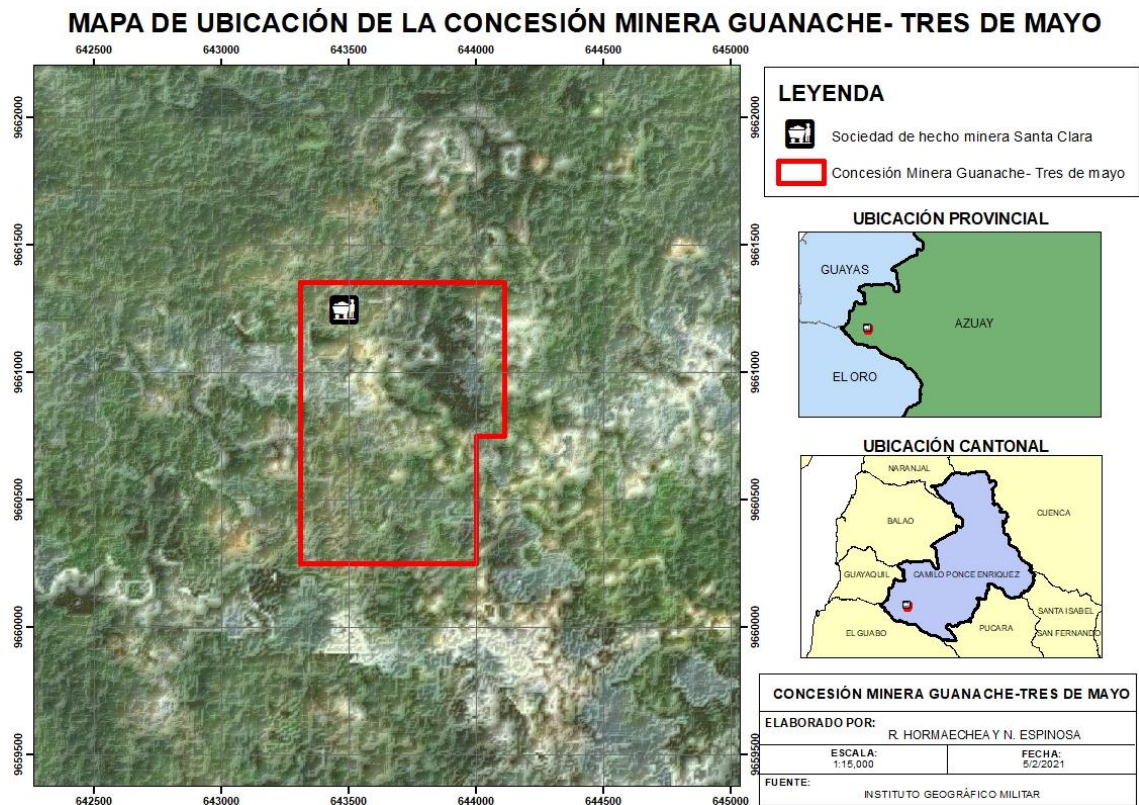


Figura 1.5 Mapa Georreferenciación

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 2

MARCO TEÓRICO

2.1 Minería subterránea

La minería subterránea tiene por objetivo extraer recursos minerales que se encuentran dentro de la corteza terrestre.

“La minería abarca todas las actividades dirigidas a la extracción de materias primas depositadas en la tierra para luego transportarlas a la superficie” (Estrucplan, 2013).

El acceso a las zonas donde se encuentra depositado el mineral se realiza a través de galerías, chimeneas y pozos que están conectados entre sí con la parte exterior de la mina.

Hace unos 40.000 años el hombre desarrollo un método de búsqueda de metales provenientes del suelo para usarlos como objetos personales, fuente de energía, etc. Desarrollando dos tipos de minería una a cielo abierto y otra subterránea, siendo esta última la que va a ser estudiada y analizada en este proyecto de grado, donde interviene el uso de maquinaria de perforación y explosivos para abrir las galerías que inician en la superficie hasta la veta donde se encuentra el mineral. (BSG, 2018).

En base a lo que se ha podido mencionar según la cita, se establece que actualmente las excavaciones en minería subterránea deben cumplir ciertos principios.

- Generar un diseño de extracción acorde a la forma del yacimiento presente.
- Garantizar la extracción del mineral de interés, minimizando el movimiento de materia de poco valor económico.
- Buen desarrollo de accesos o galerías hacia las zonas mineralizadas.
- Garantizar la seguridad del personal que labora en las distintas áreas.(BSG, 2018).

2.1.1 Bases teóricas

Es importante establecer dentro de las ramas de investigación términos que permitan conocer criterios importantes en relación a la perforación y voladura de rocas; a continuación, se describen algunas bases teóricas que facilitan una mejor comprensión.

2.1.2. Mecánica de rocas

El principal objetivo de la mecánica de rocas es predecir el comportamiento de los diferentes materiales expuestos ante diferentes fuerzas externas e internas que actúan sobre ellos. Cuando se atraviesa un cuerpo de roca, sus condiciones iniciales se alteran y sufren varias deformaciones como fracturas, movimientos de roca que debilitan el macizo rocoso. (Lillo, 2013).

“La mecánica está íntimamente relacionado con otras ciencias como es la petrografía, y especialmente con la geología estructural que estudia el comportamiento de la corteza terrestre como fallas, pliegues y sus diferentes procesos en determinadas regiones. (Lillo, 2013).

Los factores geológicos son determinantes en la mecánica de rocas para estudiar el comportamiento y las propiedades del macizo rocoso, se debe tener en cuenta la litología, condiciones hidrogeológicas, grado de meteorización, estructuras geológicas como fallas, discontinuidades y estado de los esfuerzos a los que se encuentra sometido el material. (Oropesa, 2013).

2.1.2.1 Macizo rocoso

Macizo rocoso se define como una matriz de roca que se presenta en el medio natural. Un macizo rocoso puede presentar un carácter homogéneo, planos de estratificación, fallas, entre otras características como consecuencia de su naturaleza. Las rocas pueden ser duras o blandas y las fallas presentes en los macizos rocosos se pueden presentar por zonas de debilidad o de discontinuidad estructural. Las rocas blandas fallan en las zonas que presentan mayor debilidad estructural.

“Se considera que una roca es dura o blanda según su resistencia a la compresión que se presente en los siguientes rangos”. (Leiva, 2017).

Tabla 2.1 Rangos de resistencia de la roca

Tipo	Presión	MPa
Suelo blando	Menos de 4 kg/cm ²	(0,4MPa).
Suelo duro	Entre 4 - 10 kg/cm ²	(0,4 a 1MPa).
Roca blanda	De 10 a 375 kg/cm ²	(1 a 37MPa).
Roca intermedia	De 375 a 700 kg/cm ²	(37 a 69MPa).
Roca dura	Más de 700 kg/cm ²	(69MPa).
En concreto corriente	Es de sólo 210 kg/cm ²	(20MPa).

Fuente: Elaboración propia

2.1.2.2. Rocas ígneas

Todas las rocas ígneas presentes en la tierra son formadas por la cristalización a altas temperaturas de magma volcánico. Las rocas ígneas son denominadas rocas intrusivas cuando su solidificación y enfriamiento se da bajo superficie y como rocas volcánicas cuando su solidificación y enfriamiento se da sobre la superficie.

En el magma se pueden separar cuatro productos diferentes: los sulfuros líquidos, que requieren un magma rico en azufre y son sólo parcialmente miscibles durante el enfriamiento, los silicatos y óxidos comunes, que originan rocas ígneas ordinarias, los componentes gaseosos que escapan arrastrando hacia las paredes ciertos componentes magmáticos, y la porción residual líquida, rica en volátiles (Vallejo, 2014).

2.1.2.3. Rocas sedimentarias

La meteorización y erosión producen partículas de diversos tamaños que son transportadas por el hielo, el agua o el aire hasta las zonas de mínima energía donde se acumulan. Una vez en reposo los sedimentos sufren procesos que las transforman en rocas sedimentarias. (Rock, 2018).

Se forman especialmente por la acumulación de sedimentos, rocas y minerales de diferente tamaño que son transportados a través del viento o agua, y son sometidos a procesos físicos y químicos que dan origen a una roca de tipo sedimentaria.

2.1.2.4. Rocas metamórficas

Las rocas metamórficas se generan especialmente a partir de rocas ya existentes, ya sean ígneas o sedimentarias. Estas sufren un aumento de temperatura y de presión, este proceso se da especialmente a gran profundidad de la corteza terrestre. Este fenómeno se produce para estabilizar los minerales a una nueva condición de presión y temperatura.

Por lo general las rocas metamórficas gracias a su origen volcánico presentan una dureza muy alta, por lo tanto, el proceso de perforación y voladura es más complicado que en otro tipo de roca, esta roca se caracteriza por la presencia de algunos minerales tales como: feldespato, cuarzo, andalucita, talco entre otros.

Metamorfismo es el cambio de una clase coherente de roca, en otra, por debajo de la zona de intemperismo y por encima de la zona de fusión. Esos cambios generan el estado sólido como consecuencia de intensos cambios de presión, temperatura y ambiente químico; los cambios están asociados a las fuerzas que pliegan, fallan, inyectan magma y elevan o deprimen masas de roca. (Escobar, 2017).

2.2. Perforación

La perforación es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, este método es aplicable a cualquier método de explotación, bien sea en minería, como en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras. (Bernaola, Castilla & Herrera, 2013).

La técnica de perforación se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso. De esta forma, se tienen

dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras. (Bernaola et al., 2013).

La perforación de rocas es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir huecos en el macizo rocoso, con la distribución y geometría adecuada dentro del área, donde se aloja las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores. Todo este proceso sirve para diferentes finalidades en minería como exploración, creación de drenajes y estructuras de sostenimiento.

La perforación y la voladura están relacionadas directamente ya que **“una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”**. Por lo que la perforación debe ser realizada con la maquinaria adecuada dependiendo la geología del macizo, y las correspondientes medidas técnicas. (Bernaola et al., 2013).

2.2.1 Condiciones de perforación

En la sociedad minera “Santa Clara” actualmente se realizan los trabajos de perforación a través de compresores eléctricos, los cuales envían el aire necesario para el funcionamiento de las perforadoras neumáticas, accionadas y controladas por un perforista y su ayudante.

Para las perforaciones se utilizan barrenos de 1.20 m de largo y broca de botones, realizando un aproximado de 17 a 21 barrenos en cada uno de los frentes.

La perforación es una de las bases para que la voladura tenga éxito ya que dependiendo de los criterios técnicos y la maquinaria que se utilice, será el resultado de una buena voladura, esto hablando en términos generales, ya que lamentablemente en la minería a pequeña escala en nuestro país es mínimo el control y las aplicaciones técnicas que existen al momento de ejecutar una perforación, lo que deriva en un desperdicio de energía explosiva y debilitamiento del macizo.

A continuación, se presentan diferentes puntos que determinan el diseño de perforación y la maquinaria a utilizarse:

- Diámetro.

- Longitud.
- Rectitud.
- Estabilidad.

El diámetro depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado.

La longitud influye mucho en la selección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).

La rectitud varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento posible para que el explosivo sea apropiadamente distribuido, en la mayoría de los arranques de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.

En la estabilidad, los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente con tubos especiales para poderlos cargar, también se puede aplicar técnicas de revestimiento mediante arcillas especiales como la bentonita. (Aquino, 2009).

Otras características a tomar en cuenta son:

- Tipo de minería.
- Profundidad del barreno.
- Geología (dureza de la roca).
- Orientación de los barrenos.
- Tamaño del equipo.
- Localización de la voladura.

2.2.1.1. Acciones previas que se deben realizar antes de iniciar una perforación

Antes de proceder con las acciones de perforación es importante que se sigan las siguientes recomendaciones o acciones:

- Verificar que en el frente de explotación no existan restos de explosivos de la voladura anterior y en caso de que los haya retirarlos o eliminarlos y asegurar las zonas que lo requieran.
- Verificar que el equipo de perforación este en buenas condiciones, así como el suministro de aire y de agua que se vaya a utilizar sea el adecuado, también se deberá verificar que todos los accesorios estén completos y en buenas condiciones como barrenos, brocas, llaves, etc.
- Constatar que toda la red de mangueras de aire esté libre de obstrucciones o restos de roca ya que esto podría causar daños en la perforadora, así mismo revisar las uniones, acoples y demás objetos que hacen parte de la red de aire y de la misma manera hacerlo con la red hídrica de la zona.
- En todo el proceso de la perforación, el perforista y su ayudante deben revisar el estado de la zona que están perforando y en caso de que exista un riesgo de desprendimiento de rocas deben limpiar la zona para poder seguir perforando.

Se debe tomar en cuenta la inclinación del frente y el tipo de roca a perforar, para poder colocar la pata neumática de empuje en la mejor posición y así lograr que el perforista no haga un sobreesfuerzo y tenga un mejor agarre y empuje de la máquina. (SONAMI 2016).

2.2.2. Errores y defectos en la perforación

Se habla de una buena perforación cuando se la realiza en el menor tiempo posible, y con un buen acabado técnico, es decir que el avance logrado en el macizo rocoso producto de una buena perforación sea del 95% de la longitud perforada, también las perforaciones deben ser uniformes y con la inclinación correcta ya que eso puede llegar a estropear una posterior voladura. (Rudy, Chipana, 2015).

Los errores en la perforación son los siguientes:

En perforaciones de mayor diámetro: se puede dar un error de espaciamiento entre perforaciones, desviación del barreno e irregularidades en el diámetro, debido a que el terreno es muy suave o incompetente, caída de detritos (pedazos pequeños de roca) y errores de sobre perforación.

En perforaciones de menor diámetro los errores son más frecuentes:

- **En arranque:** diámetro insuficiente en las perforaciones del cuele.

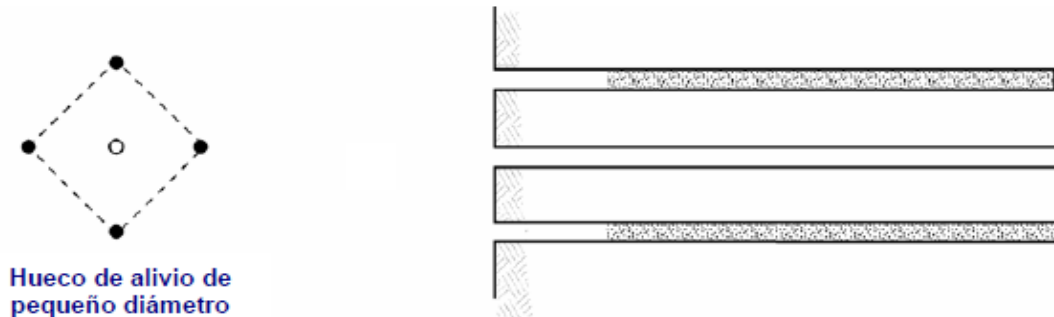


Figura 2.1 Diámetro insuficiente en las perforaciones

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2015

- **Desviación en el paralelismo:** al momento de realizar la voladura el Burden no es uniforme, esto afecta principalmente al avance, ya que la roca no se desprende uniformemente al momento de hacer los techos y túneles, por lo que también afectara el factor económico de la empresa.

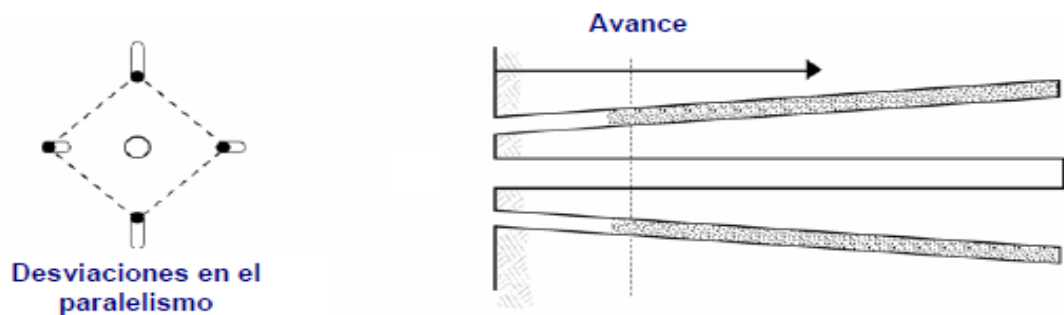
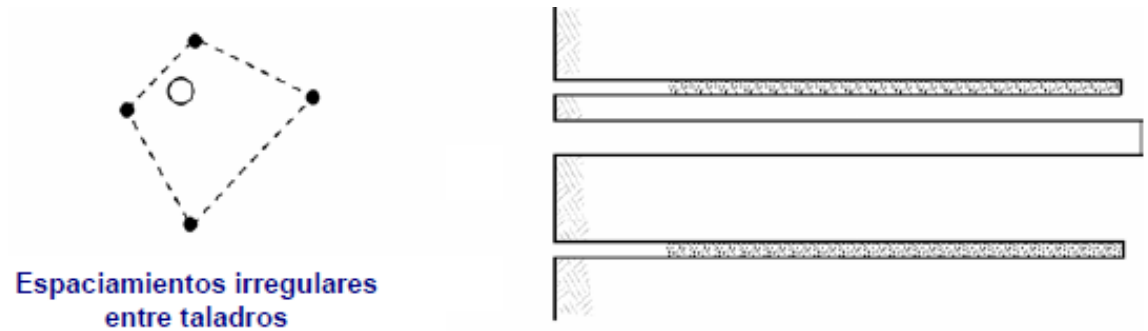


Figura 2.2 Desviación en el paralelismo

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2015

- **Espaciamientos irregulares entre taladros:** cuando las perforaciones no están a distancias uniformes provocan una sobre-fracturación de la roca o fragmentación demasiado gruesa de la roca y en ambos casos afecta negativamente.

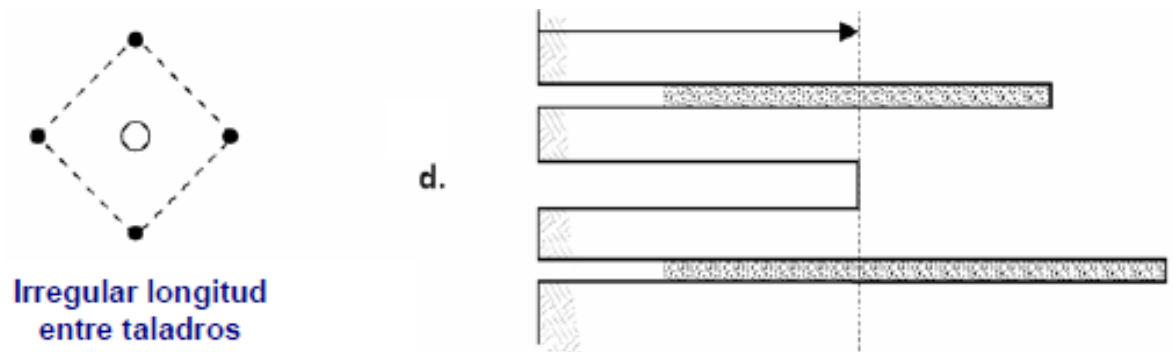


Espaciamientos irregulares entre taladros

Figura 2.3 Espacios irregulares entre taladros

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2015

- **Irregular longitud de los taladros:** repercute principalmente en la nueva cara libre que se genera ya que queda muy irregular y dificulta el avance.

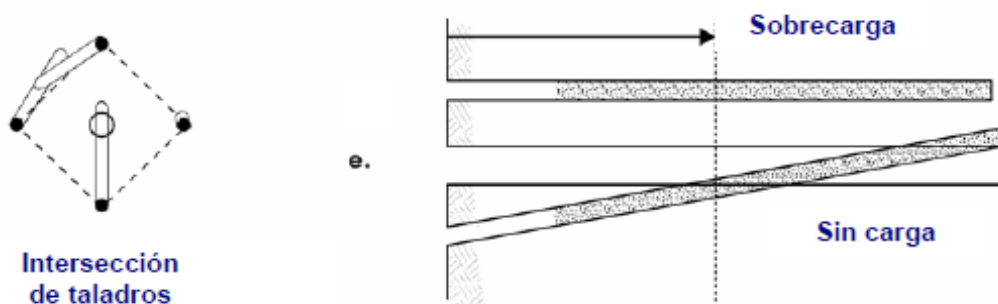


Irregular longitud entre taladros

Figura 2.4 Irregularidad longitud entre taladros

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2015

- **Intersección entre taladros:** distorsiona la distribución de la carga de explosivos que se colocan en el área a explotar.



Intersección de taladros

Figura 2.5 Intersección de taladros

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2015

- **Sobre carga:** cuando existe una excesiva cantidad de perforaciones o el diámetro es demasiado grande hay una sobre-fracturación de la roca y esto afecta a la roca circundante, es decir a la roca que rodea el área de explotación, llegando a comprometer la estabilidad y el tamaño de la siguiente voladura.

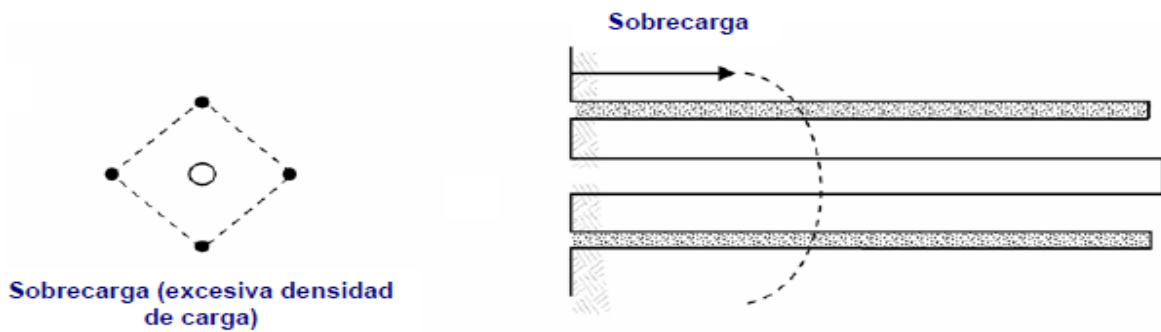


Figura 2.6 Sobrecarga - excesiva densidad de carga

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2015

2.2.3. Equipos de perforación

2.2.3.1. Perforación con martillo de cabeza

“Para su desarrollo es necesario aplicar una serie de tareas previas para definir las características del yacimiento a explotar, fundamentalmente la calidad del mineral y su ubicación espacial”.(Pérez, 2016).

El método más utilizado para perforar una roca es la perforación con martillo de cabeza, este consiste en que en el exterior de la perforación haya un impacto de un pistón de acero sobre el barreno o varilla, y este a su vez transmite toda la energía al fondo del taladro por medio de la broca que fragmenta la roca. Para que la sección que se está perforando sea circular, el barreno debe girar y así la broca abarca toda el área del diámetro perforado, también se debe mantener el área libre de “detritus” enviando aire al fondo del taladro removiendo los restos de rocas.

Se debe tomar en cuenta la pérdida de energía que existe conforme se avanza en la perforación ya que en los cambios de sección de barrenos y transmisión se pierde energía y la velocidad de perforación disminuye.(Bernaola et al., 2013).

Este tipo de perforación es básicamente igual a una perforación manual donde una persona golpea con algo un barreno y este provoca la ruptura de la roca; existen dos tipos de perforadoras de martillo en cabeza, unos son equipos sencillos que en la actualidad se utilizan muy poco, y cuando se lo hace es para una demolición o para una perforación pequeña, los otros equipos son más complejos por lo que se necesita un chasis en donde ubicarlos para poder operar.

Estos dos tipos de perforación son las perforadoras neumáticas e hidráulicas, que constan con elementos similares como:

- Un cilindro que golpea al barreno y provoca la fragmentación de la roca.
- Un mecanismo de rotación incorporada o uno externo.
- Un sistema de barrido que va acoplado al barreno para la evacuación de residuos ya sea de aire o agua.

2.2.3.2. Perforadoras neumáticas

El accionamiento de estas perforadoras es mediante aire comprimido, con una misma presión tanto para el mecanismo de impacto como para el aire de barrido. Son perforadoras que se han empleado de forma tradicional para barrenos de menos de 150 mm de diámetro. Su peso y tamaño son menores que el de las perforadoras hidráulicas. (Yépes, 2015).

La rotación de este tipo de perforadoras se puede dar de dos formas, con una barra estriada o rueda de trinquete, esto para perforadoras ligeras y motor independiente y para barrenos de diámetro grande debido a su peso.

Para este tipo de perforadoras el avance no suele pasar los 30 m de perforación ya que a esa distancia ya existen importantes pérdidas de energía, producto de la onda de choque y la desviación que existe conforme avanza el barreno, por lo que es más aconsejable trabajar con barrenos de longitud de 2 a 15 m y diámetros que vayan de 38 a 100 mm, también hay que tener en cuenta que mientras más larga es la perforación, más aire se necesita para evacuar los detritus y eso dificulta el proceso.

Las ventajas de este tipo de perforación son:

- Equipo simple.

- Confiable y mantenimiento a bajo costo.
- Fácil reparar.
- Precios de compra bajos. (López, 2003).

2.2.3.3. Perforadoras hidráulicas

Estos equipos se introdujeron al principio en los trabajos subterráneos, pero poco a poco, se están imponiendo en la perforación en superficie. Estructuralmente la perforadora hidráulica es similar a la neumática, aunque el accionamiento se realiza mediante un grupo de bombas que suministran un caudal de aceite que impulsa los componentes. Además, estas unidades van equipadas con un compresor, cuya función es suministrar aire para el barrido del detritus, incrementándose la presión del aire con la profundidad del barreno. La presión de trabajo de estos equipos ronda entre 7,5 y 25 MPa, la potencia de impacto entre 6 y 20 kW y la velocidad de rotación entre 0 y 500 rpm. Aquí el consumo relativo de aire comprimido es menor, entre 0,6 y 0,9 m³/min por cada centímetro de diámetro. (Yépes, 2015).

Las desventajas con respecto a una perforadora neumática son:

- Inversión inicial alta.
- Reparaciones costosas.
- Operadores altamente preparados.

Sus ventajas:

- Bajo consumo de energía (tres veces menor que la neumática).
- Menor costo de accesorios de perforación.
- Mayor velocidad de penetración.
- Equipo más amigable con el medio ambiente.
- Equipo más automatizado.

2.2.3.4. Perforación con martillo de fondo

A diferencia de la perforación con martillo en cabeza esta consiste en que un martillo golpea directamente el fondo de la perforación y así se evita la pérdida de energía producida por los diferentes elementos.

Con este tipo de perforación se pueden alcanzar profundidades de hasta 100 m y más con jornadas en las que se alcanza los 60 m o 100 m perforados, la velocidad de perforación se mantiene uniforme conforme avanza la profundidad, aunque a grandes distancias es normal que disminuya la velocidad de penetración, ya que la evacuación de detritus se complica y eso hace que el proceso disminuya su velocidad. (Pérez, 2016).

El martillo DTH consta de un cilindro, cuya longitud es función de la forma del pistón y del diámetro deseado para la perforación. En el extremo de este cilindro se aloja la broca de perforación en una porta brocas. El varillaje se sustituye por un tubo hueco que conecta el martillo con el equipo y que se encarga de transmitir el par de rotación y la fuerza de avance. Los barrenos perforados con martillo en fondo acusan mínimas desviaciones, consiguiendo buenos resultados en rocas muy fracturadas. El varillaje compuesto por tubos de igual diámetro en toda la longitud, no tiene acoplamientos que puedan atascar la perforación. La rotación la realiza un motor neumático o hidráulico montado en el carro, al igual que el sistema de avance. El aire de escape limpia el detritus y lo transporta al exterior. (Yépes, 2015).

Ventajas del sistema DTH:

- La velocidad de penetración se mantiene constante con el aumento de la profundidad de perforación.
- Las brocas sufren menos desgaste que con el martillo de cabeza, a no ser que la roca sea demasiado competente.
- Los barrenos tienen más vida útil.
- Los barrenos se desvían mínimamente por lo que son perfectos para grandes profundidades.
- Emplea menor energía de impacto, por lo que es perfecto para rocas muy fracturadas.
- Velocidad de rotación menor que otros métodos.
- El costo de perforación por metro lineal es menor que en perforación rotativa.

- El consumo de aire comprimido es más bajo que con martillo en cabeza neumático.
- Al tener el martillo dentro de la perforación el nivel de ruido es menor que en otros métodos.

En desventajas tenemos:

- Velocidad de penetración baja.
- Los martillos tienen una gama de diámetros baja.
- El diámetro más pequeño está limitado por las dimensiones del martillo para un rendimiento aceptable (unos 76 mm).
- El costo de un martillo de fondo es muy elevado frente a la pequeña inversión de un tren de varillaje.
- Existe riesgo de pérdida del martillo en el interior de la perforación.
- Se necesitan compresores de alta presión con elevados consumos energéticos.

2.2.3.5. Perforación de recubrimientos - Sistema ODEX

(ODEX-Overburden Drilling with Eccentric Drilling).

El método ODEX (Overburden Drilling with the Eccentric) es un sistema de perforación con recubrimiento empleado cuando los terrenos están muy alterados o inestables. Es un método utilizado como una variante en rotoperCUSión, patentado por Atlas Copco.

Se basa en la utilización de una broca piloto, provista de botones de alta resistencia que girando en un sentido o en el opuesto puede tomar dos posiciones: una para perforar con entubación y otra sin ella. El método ODEX puede aplicarse con martillos en fondo o en cabeza, arrastrando en ambos casos el detritus por el interior de la entubación mediante aire comprimido. Sin embargo, en taladros de profundidad superior a 15 m es más recomendable el empleo de espumas que evacuen los residuos más eficazmente y además lubrican las paredes del taladro, lo cual facilita el descenso de la entubación. (Yépes, 2015).

2.2.4. Accesorios de perforación

Al momento de realizar un trabajo de perforación específica, pueden elegirse distintas combinaciones de accesorios.

Los factores que hay que considerar en la selección de sus componentes son: diámetro de los barrenos, longitudes, estructura, resistencia, abrasividad de las rocas, tamaño, potencia de la perforadora, experiencias anteriores y facilidades de suministro.

Los elementos adaptadores generalmente son los siguientes: adaptadores de culata, acoples, barras y brocas.

Este tipo de accesorios está constituido principalmente de acero de bajo contenido en carbono. Usados en varillas, adaptadores, acoples y brocas. Este acero contiene pequeñas cantidades de cromo o níquel, manganeso y molibdeno.

Dicho acero que es empleado en la fabricación de estas herramientas, debe ser resistente a la fatiga, a la flexión, a los impactos y al desgaste en las roscas y culatas, para ello se somete al acero a un endurecimiento superficial HF (Alta Frecuencia). Calentamiento rápido hasta 900°C y enfriamiento brusco en agua. Se obtiene una alta resistencia a la fatiga y se aplica en varillas, acoples y algunas brocas. (Muñoz, 2013).

Otra forma es la carburación, consiste en el aumento del contenido de carbono en la superficie del acero, introduciendo las piezas durante algunas horas en un horno con una atmósfera gaseosa rica en carbono y a una temperatura de 925°C. Se usa en las varillas y culatas para conseguir una alta resistencia al desgaste.

2.2.4.1. Tipos de roscas

Las roscas tienen como función unir las culatas, los acoples, las varillas y las brocas durante la perforación. El ajuste debe ser eficiente para que los elementos se mantengan bien unidos con el fin de conseguir una transmisión directa de energía. Sin embargo, el apriete no debe ser excesivo, pues dificultaría el desacoplamiento del conjunto de varillas cuando éstas fueran retiradas del barreno. Las características que determinan si las varillas son fácilmente desacoplables o no son: el ángulo del perfil y el paso de rosca. (Herrera, 2006).

- Rosca R: Se utiliza para barrenos pequeños con varillas de diámetro que comprenden entre 22 a 38 mm y perforadoras potentes de rotación independiente con barrido de aire.
- Rosca T: Es adecuada para casi todas las condiciones de perforación y se usa en diámetros de varillas de 38 a 51 mm.
- Rosca C: Se usa en equipos con varillas grandes de 51 y 57 mm. Tiene un paso grande y un ángulo de perfil semejante al de la rosca anterior.

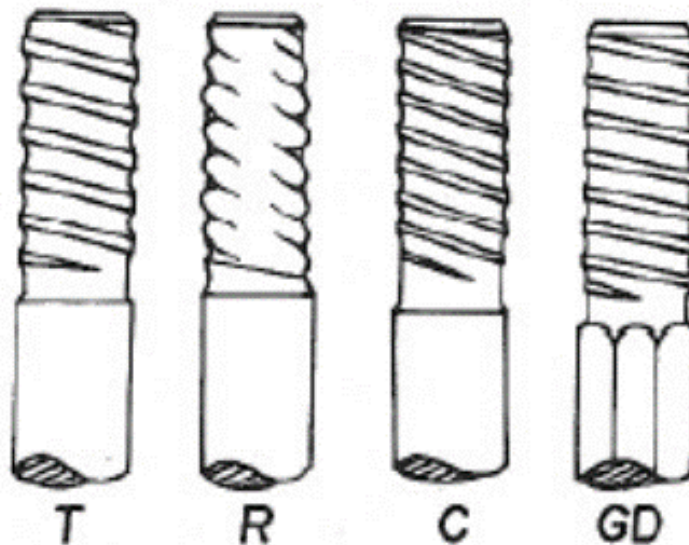


Figura 2.7 Rosca C. para varillas grandes

Fuente: Manual de perforación y voladura, 2003

2.2.4.2. Adaptadores

Los adaptadores de culata o espigas son aquellos elementos que se fijan a las perforadoras para transmitir la energía de impacto, la rotación del varillaje y el empuje. (Cueva, 2014).

Existen dos tipos de adaptadores:

- De arrastre Leyner.
- Adaptadores estriados.

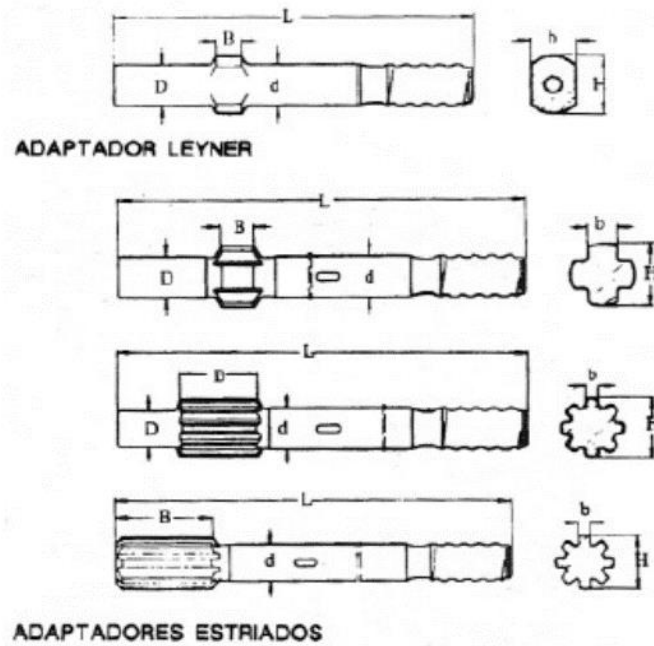


Figura 2.8 Adaptadores estriados

Fuente: Manual de perforación y voladura, 2003

El adaptador de arrastre Leyner es usado con varillas de 25 y 32 mm y el sistema de adaptadores estriados se usan con varillas de diámetro de 38, 44 y 50 mm con martillos de rotación independiente. (Muñoz, 2013).

Adaptador con barrido general

Se usa en las perforadoras manuales o con los martillos más pequeños en diámetros de 19, 22 y 25 mm con sección transversal hexagonal.

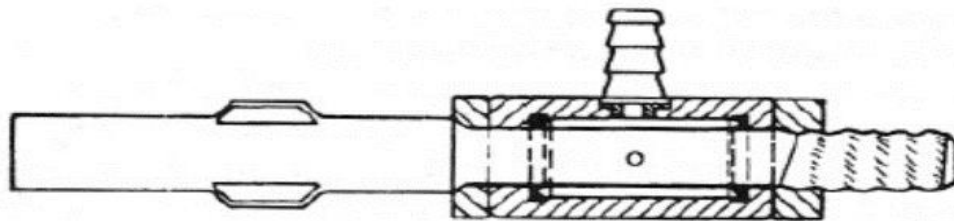


Figura 2.9 Adaptador con barrido general

Fuente: Manual de perforación y voladura, 2003

2.2.4.3. Varillaje

Son elementos que sirven de prolongación al momento de realizar una perforación, se utilizan cuando se perfora con martillo en cabeza y pueden tener forma hexagonal o redonda. Las varillas tienen roscas externas macho y son acopladas por acoples.

2.2.4.4. Tipos de varillas

Las varillas de extensión de sección completa hexagonal y redonda tienen la misma dimensión en el centro de la varilla que en las roscas. En las primeras el hexágono circunscribe al círculo, por lo que son más rígidas y también un poco más pesadas.

Cuando las condiciones de perforación son tales que la vida de las varillas depende sólo del desgaste de las roscas, se emplean varillas con roscas dobles.

Las varillas de extensión ligeras tienen secciones transversales, normalmente hexagonales, menores que las de rosca. La designación de este tipo de varillas está relacionada con las dimensiones de las roscas.

Las varillas de acoplamiento integrado permiten una manipulación más sencilla, la transmisión de energía es mejor, los barrenos son más rectos y la operación más segura.

Dentro del varillaje para túneles y galerías se dispone de diversos tipos, entre los que destacan: las varillas de extensión ligera, donde uno de sus extremos tiene rosca de mayor diámetro que el de la sección central de la misma. La dimensión con la que se designan se refiere al tamaño de la rosca en el extremo de la culata.

Las varillas integrales rascadas de sección hexagonal disponen de boca de insertos en un extremo y rosca en el opuesto.

Las varillas rascadas con culata tienen una culata hexagonal en un lado y rosca en el otro.

Las varillas cónicas con culata generalmente se usan con equipo ligero y cambio manual. (Muñoz, 2013).

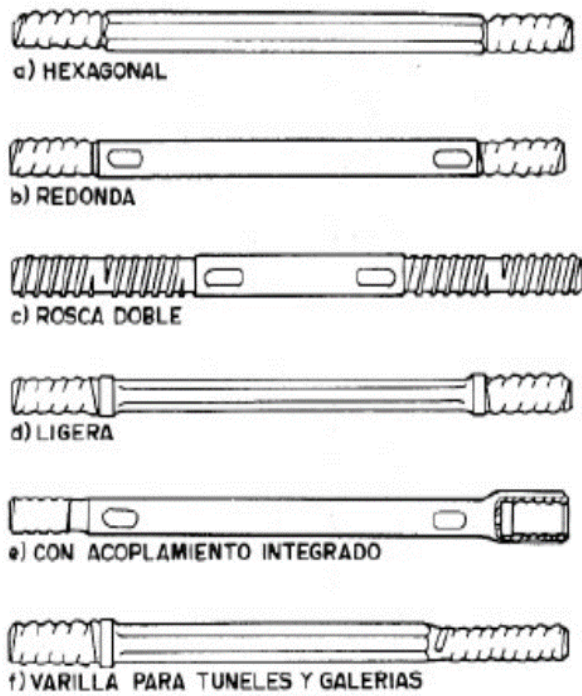


Figura 2.10 varillas cónicas con culata manual

Fuente: Manual de perforación y voladura, 2003



Figura 2.11 varillas cónicas con culata manual

Fuente: Manual de perforación y voladura, 2003

Tabla 2.2 Diámetros disponibles y longitudes estándar de las varillas más comunes

DÍAMTERO DE VARILLA mm – pulgadas	LONGITUD MÁXIMA DE BARRENO RECOMENDADA m
25 1	6...8
28 1 1/8	8...10
32 1 1/4	12...15
38 1 1/2	15...18
45 1 3/4	18...22
51 2	25...28

Fuente: Accesorios de perforación Marcos Cueva, 2014

2.2.4.5. Acoples o manguitos

Los acoples sirven para unir las varillas unas a otras hasta conseguir la longitud deseada con ajuste suficiente para asegurar que los extremos estén en contacto y que la transmisión de energía sea efectiva. (Cueva, 2014).

Los tipos de manguitos disponibles son:

- a) Simples.
- b) Con semi-puente.
- c) Con puente.
- d) Con estrías.
- e) Con aletas de gran diámetro.

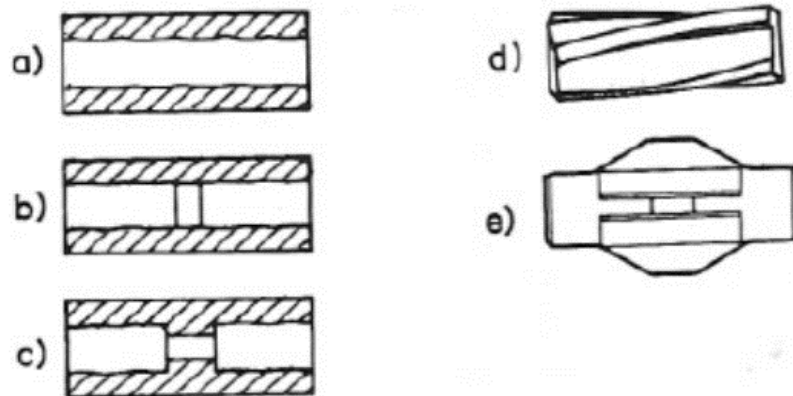


Figura 2.12 Tipos de manguitos disponibles

Fuente: Manual de perforación y voladura, 2003

Los acoples con tope central b) y c) evitan el deslizamiento de ese elemento sobre el varillaje. Se usan en todas las roscas T y en el extremo de la culata de las varillas para perforación de túneles.

Los acoples con estrías d) se utilizan con brocas retráctiles en barrenos con tendencia a atascamientos.

Los acoples con aletas se emplean en barrenos largos de gran diámetro y sirven para centralizar y estabilizar las varillas.

Los tratamientos térmicos de fabricación son el endurecimiento superficial, y la carburación total.

2.2.4.6. Brocas

Son utilizadas en perforación rotopercutiva para el fracturamiento de material. Existen 2 tipos:

- Brocas de pastillas.
- Broca de botones.

2.2.4.6.1. Brocas de botones

Estas brocas disponen de unos botones o insertos cilíndricos de carburo de tungsteno distribuidos sobre la superficie de esta. Se fabrican en diámetros que van desde los 50 mm hasta los 251 mm. Las brocas de botones se adaptan mejor a la perforación con rotación, obteniéndose velocidades de avance superiores que con brocas de pastillas. También presentan una mayor resistencia al desgaste, debido no sólo a la forma de los botones sino incluso a la sujeción más efectiva del acero, por contracción o presión en frío, sobre todo el contorno de los insertos. (Cueva, 2014).

2.2.4.6.2. Brocas de pastillas

Se dispone de dos configuraciones de diseño: Brocas en Cruz y Brocas en X. Las primeras están construidas con cuatro placas de carburo de tungsteno dispuestas en ángulo recto, mientras que en las brocas en X estas placas forman ángulos de 75° y 105° unas con otras. Estas brocas se fabrican a partir de diámetros de 35 mm, siendo habitual llegar hasta los 57 mm en las bocas en cruz, y usar a partir de los 64 mm y hasta 127 mm las bocas en X, pues son más rápidas y además se evita la tendencia de las otras a abrir barrenos con secciones pentagonales en los grandes diámetros.

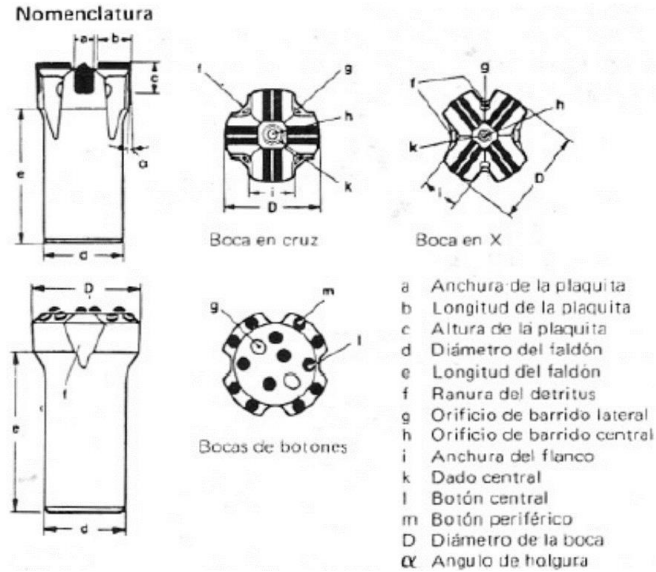


Figura 2.13 Broca de pastillas

Fuente: Manual de perforación y voladura, 2003

2.3. Voladura

La voladura de roca es la actividad final que se aplica para la fragmentación y extracción de roca del terreno, esta técnica es aplicable en zonas donde la aplicación de métodos mecánicos no resulta efectiva. La voladura de roca consiste en la carga de explosivos químicos en cada uno de huecos previamente perforados para su detonación, la energía que se transmite a través de la detonación provoca la fragmentación del macizo rocoso rico en minerales. (Posada, 2018).

Las voladuras de roca en minería subterránea son mucho más confinadas que las voladuras a cielo abierto, por lo tanto, las zonas de fragmentación de roca son mucho más restringidas. Esta actividad en minería subterránea es utilizada para la apertura de galerías, túneles de acceso, las principales dificultades que se presentan en la voladura subterránea es el espacio reducido que presentan los túneles y el no disponer de caras libres, pues de esta forma la fragmentación del macizo se realiza en orden según se presenten caras libres. (Posada, 2018).

El objetivo principal de la utilización de explosivos en la fragmentación de roca consiste en transmitir energía químicamente concentrada a un lugar destinado y en cantidades suficientes, de tal forma la energía fragmente el macizo rocoso de forma controlada. Los tipos de explosión son: mecánicos, eléctricos, químicos y nucleares.

Los explosivos utilizados para fragmentación de roca son una mezcla de sustancias químicas tanto combustibles como oxidantes, esta una vez iniciada generan una reacción exotérmica muy rápida que produce un sin número de gases químicos que ocupan un gran volumen, hasta 10.000 veces mayor que el tamaño del barreno donde se alojó el explosivo. (Bernaola, et al, 2013).

La voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por los explosivos dentro de las perforaciones en la roca generan una zona de alta concentración de energía que genera efectos como fragmentación y desplazamiento. Una buena fragmentación de roca se da cuando el tamaño de los fragmentos producidos por la voladura es adecuado para el acarreo y remoción sin dificultad, lo que facilita los procesos posteriores de trituración en planta, mientras que el desplazamiento se proyecta de la manera más eficaz para el paleo de acuerdo al tipo y dimensiones de palas y maquinarias disponibles. (López, 2003).

2.3.1. Condiciones de voladura

En la sociedad minera "Santa Clara", actualmente se realizan aproximadamente 4 voladuras al día en diferentes horarios establecidos, dependiendo de la jornada y la cantidad de trabajadores que estén presentes, obteniendo así un aproximado de 40 t/día. Todo esto se lo realiza a través de las voladuras utilizando explosivo tipo "EMULNOR 3000".

2.3.2. Errores y defectos en la voladura

Teniendo en cuenta ciertos criterios que involucra la voladura de rocas, existen diversas variables que influyen de manera directa o indirectamente en el resultado, ya que de estos factores depende que existan o no errores en la voladura, ciertos factores que se presentan pueden ser controlados por la intervención del hombre tales como diseño de la voladura, propiedades del explosivo, cantidad del explosivo. Y factores no controlables son aquellos relacionados con la geología presente en el lugar. (Pérez, 2016).

Factores no controlables

Son todos los factores inmodificables que no son variables en nuestro sistema, vienen dados por la geología, la geotecnia, entre algunos podemos citar:

Propiedades físicas de la roca:

- **Dureza:** indica la dificultad a ser perforada.
- **Densidad:** indica la dificultad para ser volada, varía entre 1.0 a 4.5 gr/cm³, rocas densas necesitan de explosivos más densos para fracturar.
- **Tenacidad:** indica la facilidad o dificultad para fracturarse bajo fuerzas de compresión.
- **Porosidad:** capacidad para captar agua.
- **Textura:** forma de amarre de los cristales o granos, su grado de dureza también relacionada con la facilidad de rotura.
- **Grado de alteración:** transformación o deterioro de la roca debido a fenómenos geológicos.

Propiedades elásticas o de resistencia de la roca:

- **Frecuencia sísmica:** velocidad con la que las ondas fracturan la roca.
- **Resistencia mecánica:** resistencia a fuerzas de tensión y compresión.
- **Fricción interna:** habilidad de las superficies internas para deslizarse a bajos esfuerzos.
- **Impedancia:** relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo.(EADIC, 2020).

Condiciones geológicas:

- **Estructura:** forma en la que se presenta la roca y se relaciona con su origen y formación.
- **Grado de fisuramiento:** indica la tenacidad y fracturamiento natural de la roca.
- **Presencia de agua:** ayuda a definir el tipo de explosivo a utilizar. (Moldex, 2014).

Factores controlables:

Al momento de diseñar una voladura existen algunos parámetros en los cuales se puede actuar y modificar:

- **Piedra o Burden:** es la distancia a la cara libre.

- **Espaciamiento:** distancia entre barrenos de una misma fila, un espaciamiento corto generaría mayor trituración en la roca, mientras espaciamientos largos genera un mal aprovechamiento de la energía de los explosivos.
- **Retacado:** material o detritus que se coloca al final del barreno con explosivos, es un parámetro muy importante ya que un mal retacado podría provocar pérdidas de la energía generada por los explosivos.

Un parámetro muy importante y el cual se puede modificar es la selección de explosivos. La selección de explosivos está condicionada por las características mecánicas de la roca. (Seguridad minera, 2014).

Parámetros de explosivos:

- **Densidad:** peso específico en g/cm^3 a mayor densidad mayor potencia del explosivo.
- **Velocidad de detonación:** velocidad de la onda de choque en m/s existen explosivos detonantes y deflagrantes a mayor velocidad.
- **Transmisión o simpatía:** transmisión de la onda de detonación en la columna de carga. Una buena simpatía asegura una buena detonación de la columna.
- **Resistencia al agua:** depende de la superficie de contacto con el explosivo.
- **Sensibilidad de la iniciación:** cada explosivo necesita de un iniciador para iniciarse usualmente se usa el iniciador Numero 8.
- **Humos:** todos los explosivos generan gases tóxicos de CO y N_2O , factor determinante para la seguridad del personal. (Seguridad minera, 2014).

2.3.3. Explosivos e insumos que se utilizan

El material explosivo, deriva la mayor cantidad de su fuerza destructiva de la rápida conversión de la sustancia en gases con alta temperatura que ocupan varias veces el volumen original y ejercen presión sobre sus alrededores, los cuales, se expanden rápidamente como ondas de choque suficientemente grandes para vencer fuerzas confinadas de la roca circundante. (Cama, 2005).

2.3.3.1. Dinamita

Es un explosivo muy versátil, con un alto poder rompedor y muy buena resistencia al agua, utilizado preferiblemente en rocas intermedias o duras en minería subterránea, túneles, techos, drenajes y varias aplicaciones, tienen un buen desempeño en la creación de rampas, chimeneas y piques. Obtienen su nombre debido a su consistencia gelatinosa que se obtiene al combinar nitroglicerina/nitroglicol con nitrocelulosa lo que lo hace una mezcla muy potente.(Bernaola, Castilla, Herrera, 2013).

2.3.3.2. Dinamita pulverulenta

Está compuesta básicamente por nitrato amónico, un combustible que corrige su exceso de oxígeno y una pequeña cantidad (generalmente próxima a un 10%) de un sensibilizador, que puede ser nitroglicerina, trinitrotolueno o una mezcla de ambos.(Bernaola et al., 2013)

Todas ellas, debido a su contenido en nitrato amónico presentan las siguientes características:

- Baja potencia.
- Densidad media/baja (de 1.0 a 1.2).
- Regular o mala resistencia al agua.
- Velocidad de detonación de 2.000 a 4.000 m/s.
- Poca sensibilidad al choque o fricción. Por lo tanto, son explosivos recomendados para roca con dureza media a baja sin presencia de agua.
(Bernaola et al., 2013)

2.3.3.3. Dinamita gelatinosa

Una forma de corregir la mala resistencia al agua de las dinamitas pulverulentas y al mismo tiempo, aumentar su potencia, es incrementar su contenido de Nitroglicerina (o Nitroglicol) y añadir una cierta cantidad de nitrocelulosa, que actúa como gelificante, formando una pasta gelatinosa. Existen diversas modalidades en función de su contenido de Nitroglicerina (o Nitroglicol), pero todas ellas se caracterizan por:

- Elevada potencia.

- Alta densidad (1,4 a 1,5).
- Buena o excelente resistencia al agua.
- Alta velocidad de detonación (de 4.00 a 7.00 m/s).
- Cierta sensibilidad al choque o fricción.

Por lo tanto, son explosivos recomendados para roca con dureza alta y con presencia de agua. (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.4. ANFO

Es producido por la mezcla de pequeñas esferas de nitrato de amonio poroso con combustible, debido a que se forma una estructura micro-cristalina y micro-porosa que absorbe demasiado combustible aproximadamente del 11% siendo necesario solo el 5.7% para que el explosivo se desempeñe de forma correcta.

Las características de este explosivo son las siguientes:

- Son de baja a media potencia.
- Muy baja densidad (0.8).
- Poca resistencia al agua ya que al humedecerse el nitrato de amonio se disuelve y por lo tanto pierde sus propiedades.
- Muy baja velocidad de detonación (2.000 a 3.000 m/s).
- No son sensibles al detonador, por lo que es necesario de otro explosivo para iniciarse correctamente, lo que puede conseguirse con cordones detonantes, cebos de dinamita gelatinosa, cartuchos de hidrogel o multiplicadores.

Debido a su consistencia granular y a la solubilidad del nitrato amónico, no resisten al agua, por lo que su aplicación en barrenos que contengan este elemento está totalmente desaconsejada. Por el contrario, esta consistencia granular hace que el explosivo ofrezca una importante ventaja, y es una carga mecanizada del mismo. Generalmente este producto se comercializa a granel, en forma seca y es distribuido en camiones para su utilización directa. (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.5. Hidrogeles

Los hidrogeles están exentos de materia explosiva propia de su composición, no reaccionan con ningún fulminante y se califican como “agentes de voladura hidrogel, slurries o papillas explosivas”, requiriendo de un cebo reforzado o primer -booster para iniciar su detonación de velocidad estable, son productos que paradójicamente, incorporan una cierta cantidad de agua en su composición, pero fundamentalmente se trata de explosivos compuestos por un elemento oxidante (NH_4NO_3 o bien NaNO_3) y otro que actúa a la vez como sensibilizador y combustible, y que puede ser un explosivo (TNT), un metal (Al) o una sal orgánica. (Bernaola et al., 2013)

Se conocen con el nombre de hidrogeles y se pueden presentar en forma encartuchada o incluso puede ser bombeado, a granel. Se caracterizan por:

- Poseen elevada potencia.
- Tienen una densidad media/alta (1,2-1,3).
- Tienen buena resistencia al agua.
- Su velocidad de detonación es de 3.500 a 4.500 m/s.
- Menor sensibilidad a la fricción o al impacto.

Estos productos, reaccionan de forma explosiva en el momento que se inician con el detonador, cordón detonante o cualquier multiplicador. Las características más notables son su elevada potencia, excelente resistencia al agua y gran seguridad en el manejo y el transporte. Por lo que se aplican en rocas de dureza media-alta, incluso con presencia de agua. (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.6. Accesorios de voladura

En todos aquellos trabajos en los que se emplean explosivos, es necesario que la detonación se inicie correctamente. Para ello, es necesario conocer medios y técnicas que permitan, la iniciación de voladuras de tal manera que se produzca la detonación de un conjunto de barrenos con un orden determinado.

2.3.3.7. Sistema de iniciación

Los diferentes sistemas de iniciación, conocidos como detonadores, pueden emplearse tanto en voladuras a cielo abierto como subterránea y la finalidad es la de iniciar los explosivos dentro del barreno, o bien el cartucho cebo o multiplicador que desencadene la detonación en el interior de este (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.8. Detonadores ordinarios

Son aquellos que se inician mediante mecha lenta. La mecha lenta se introduce en el extremo abierto de una cápsula de aluminio que aloja la carga explosiva del detonador y se engancha mediante unas tenazas especiales, de modo que se evite que la mecha se salga durante su manipulación. Se usa únicamente en voladuras de roca ornamental. Debido a su configuración, no es posible establecer ningún tipo de retardo en el detonador, por lo que una vez que llegue la llama propagada por la pólvora que lleva alojada la mecha en su interior, el detonador se inicia instantáneamente. (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.9. Detonadores eléctricos

El detonador eléctrico emplea la energía eléctrica para su iniciación. El detonador eléctrico posee un inflamador pirotécnico (denominado comúnmente “cerilla”), a través del cual circula la corriente eléctrica, que provoca la iniciación de la carga explosiva. El inflamador o cerilla es una pequeña resistencia recubierta de pasta explosiva. Esta resistencia llamada también puente de incandescencia, va conectada a los hilos de conexión y, a través de ellos, recibe la corriente eléctrica. Si la intensidad es lo suficientemente grande, el puente se calienta hasta alcanzar una temperatura, que produce la inflamación de la pasta explosiva de la cerilla. (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.10. Detonadores no eléctricos

Los detonadores no eléctricos se caracterizan porque no interviene ningún tipo de corriente eléctrica en su iniciación. La parte explosiva es común a los detonadores eléctricos, pero en lugar de un inflamador pirotécnico, la carga se inicia por medio de una onda de choque de baja energía que se transmite a través de un tubo de transmisión. (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.11. Cordón detonante

Un cordón detonante es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un explosivo denominado pentrita, cuya velocidad de detonación es de 7.000 metros por segundo; el cordón detonante se emplea fundamentalmente para transmitir a los explosivos colocados en los barrenos la detonación iniciada por un detonador. Algunos tipos de cordón detonante pueden utilizarse como explosivo principal para la carga de barrenos de voladura. (Bernaola et al., 2013)

El núcleo de pentrita, va rodeado de varias capas de recubrimiento de hilados y fibras textiles, y de un recubrimiento exterior de cloruro de polivinilo, que es el que le proporciona las propiedades de elevadas resistencias a la tracción, abrasión y humedad, etc. El cordón detonante también se caracteriza por su potencia, que está en relación directa con el contenido de pentrita por metro lineal de cordón y ésta potencia es la que determina el tipo de aplicación concreta. Actualmente, los cordones detonantes de aplicación más extendida tienen contenidos de explosivo por metro desde 3 a 100 gramos. Los cordones detonantes tienen dos tipos de aplicaciones: servir para la iniciación de explosivos dentro de una voladura y/o servir como explosivo para la ejecución de la propia voladura. (Bernaola et al., 2013)

Para la iniciación de explosivos mediante el cordón detonante, únicamente se precisa colocar el cordón en contacto con el explosivo para que produzca su detonación. A su vez, la iniciación del cordón se puede realizar mediante un detonador o mediante otro cordón que inicie los diferentes cordones que existan en la voladura a modo de línea maestra. La conexión del detonador al cordón se debe realizar de tal manera que el detonador apunte hacia la zona de cordón en que debe propagarse la onda de detonación pues, de lo contrario, no se producirá la iniciación del cordón en la dirección deseada. La conexión entre cordones deberá hacerse correctamente mediante nudos, cinta adhesiva o conectores especiales diseñados para estas labores, de manera que se asegure la propagación de la detonación de uno a otro. Es importante reseñar que los cordones no deben cruzarse y hay que tener en cuenta el sentido de propagación de la detonación. (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.12. Relé de micro retardo

Con el empleo del cordón detonante, únicamente es posible realizar voladuras instantáneas, lo que en ciertas ocasiones puede resultar un problema importante por el nivel de vibraciones que se producen, etc. Para evitar este inconveniente surgieron los relés de micro retardo, que consisten en unos artificios que, intercalados entre dos tramos de cordón detonante, interrumpen la detonación del mismo durante 15 o 25 milisegundos según el tipo de relé, creando un efecto de retardo, en las voladuras conectadas con cordón detonante, similar al proporcionado por los detonadores eléctricos de micro retardo. (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.13. Multiplicadores

Los multiplicadores o boosters son iniciadores de voladura que se utilizan para iniciar explosivos de baja sensibilidad, como pueden ser ANFO, hidrogeles o emulsiones, tanto que se emplean en modalidad de encartuchados o a granel. Están compuestos por un cilindro de pentolita que va envuelto con una cubierta de cartón. La pentolita es un explosivo de alta potencia formado a partir de una mezcla de petrita y de TNT, que tiene una velocidad de detonación también alta, situada en torno a los 7.500 m/s. El multiplicador lleva unos orificios axiales que van rodeados de pentrita. Es por estos orificios por donde pasan los accesorios que los iniciarán: cordón detonante, detonadores, etc. (Bernaola et al., 2013)

2.3.3.14. Mecha lenta

La mecha lenta está formada por un núcleo de pólvora negra recubierta con varias capas de hilados y materiales impermeabilizantes que la hacen resistente a la humedad, abrasión y los esfuerzos mecánicos. Habitualmente se utiliza para la iniciación de detonadores ordinarios y de la pólvora de mina. La combustión de la mecha transmite el fuego a una velocidad uniforme de dos minutos por metro lineal. Esta velocidad es la determinada por el fabricante, pero un mal uso o conservación puede provocar que bien sea elevada o lenta. La combustión de la mecha lenta se ve influenciada en gran medida por la humedad. Si la mecha lenta está mojada, la velocidad de combustión disminuye, y si está extremadamente seca, puede arder a mucha mayor velocidad. (Bernaola et al., 2013)

CAPÍTULO 3

ANÁLISIS DE LOS FRENTE DE TRABAJO

Al ser una mina subterránea en la que se explota oro como mineral de interés, es importante indicar que existen varios frentes de trabajo y de ellos se consideraron tres para realizar los respectivos análisis asociados a este proceso de investigación.

A continuación, se enumeran los tres frentes de trabajo que fueron considerados:

- El Quinche
- El Gato
- La Esperanza

Las dimensiones de las galerías de producción y de avance de los tres frentes de trabajo mantienen cierta similitud entre ellos una altura de 1.80 m y un ancho de 1.50 m aproximadamente.

Al tratarse de minería artesanal, se ha identificado que, para realizar los trabajos de perforación y voladura dentro de cada uno de los frentes de trabajo, no existe un estudio técnico previo en el que se conozcan las características geomecánicas del macizo rocoso, que permitan incorporar en las labores una malla de perforación y voladura que brinde resultados óptimos, para aprovechar de mejor manera los recursos que se poseen.

3.1 Obtención de muestras

Las muestras que fueron utilizadas en el análisis de resistencia a la compresión simple fueron tomadas en cada uno de los frentes del trabajo, por lo que, para poder realizar una toma de muestras uniforme y acorde a las necesidades de este trabajo investigativo, se realizó una visita a las instalaciones de la Sociedad Minera Santa Clara en la que mediante un proceso que será descrito en el siguiente ítem, se pudo obtener las muestras de roca fragmentada, después de los procesos de voladura, estas muestras permitieron conocer ciertas características que darán paso al planteamiento de un proceso que optimice los trabajos de perforación y voladura al interior de la mina.

3.1.1 Toma de muestras

Una vez dentro de las galerías de producción de la Sociedad Minera Santa Clara, se procedió a realizar la toma de muestras mediante el siguiente proceso:

- Preparación para el ingreso a mina con uso de equipos de protección personal.
- Ingreso a los frentes de trabajo.
- Una vez en los frentes de trabajo se comprobó con uso de barretilla que no existan rocas flojas en el techo y laterales de la galería.
- Identificación de rocas fragmentadas post voladura.
- Medición de rocas considerando dimensiones de 10 cm de largo por 4 cm de ancho y 4,5 cm de espesor aproximadamente.
- Toma de 2 muestras en cada uno de los frentes de explotación.
- Codificación de muestras (acorde a cada frente de producción) y colocación en fundas.
- Traslado de muestras al sitio donde se realizaron los análisis.

3.1.2 Preparación de muestras

Dentro de la preparación de muestras se considera el traslado de cada una de ellas desde el distrito minero de Camilo Ponce Enríquez, zona en la que se encuentra la sociedad Minera Santa Clara, hasta la ciudad de Cuenca, específicamente a los laboratorios de la Universidad del Azuay.

Una vez en las instalaciones del laboratorio se consideró la codificación de cada muestra, a partir de ello, fueron pesadas cuando estaban húmedas, se las secó, se determinó su peso seco, se calculó el contenido de humedad, se midieron y finalmente se las clasificó de acuerdo con el frente de explotación en el que fueron tomadas para realizar las pruebas de resistencia a la compresión simple.



Figura 3.1 Muestras del macizo rocoso

Fuente: Elaboración propia

3.2 Técnicas de recolección de datos

Dentro del presente trabajo investigativo, la recolección de datos considera varias técnicas que pueden ser aplicadas, tales como datos e información observada en campo, mediciones y consideraciones propias que pueden ser utilizadas, registros y datos bibliográficos asociados a investigaciones previas que han sido realizadas por varios autores que guardan relación con el tema de estudio, con el objetivo de obtener resultados favorables que permitan la optimización de la perforación y voladura en los diferentes frentes de explotación en la sociedad minera “Santa Clara”.

3.2.1 Técnica para el procesamiento de datos

La técnica considerada para el procesamiento de datos es el análisis de toda la información obtenida y divisada en campo, de fuentes bibliográficas e investigaciones realizadas por los propios autores de este trabajo de grado.

Los datos procesados fueron de utilidad para realizar las pruebas a las muestras tomadas en cada uno de los frentes de trabajo y para, interpretar los resultados obtenidos luego de realizar los respectivos ensayos de laboratorio y finalmente, todos los datos recolectados fueron de gran utilidad para poder realizar de manera adecuada cada uno de los procesos de análisis correspondientes a este proyecto de grado, para alcanzar el objetivo que permita la optimización de los trabajos de perforación y voladura.

3.3.2 Instrumentos de recolección de datos

Dentro de los instrumentos considerados para la recolección de datos se consideran los siguientes:

- Libreta de campo.
- Esferográfico.
- Cámara fotográfica.
- Computador.

3.3 Malla de perforación actual

En campo se observó que para cada uno de los frentes de producción se emplea una malla estándar en la que se realizan entre 17 a 21 agujeros distribuidos de manera aparentemente uniforme, en el área de cada una de las galerías donde se ejecutan los procesos de perforación y voladura. Estas perforaciones se realizan con barrenos neumáticos.

En consideración a lo descrito en el párrafo anterior, se puede afirmar que en los tres frentes de trabajo: El Quinche, El Gato y La Esperanza no se emplea una malla de perforación diseñada con fundamento técnico.



Figura 3.2 Malla de perforación de uno de los frentes de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.4 Diseño de voladura actual

Generalmente, del total de perforaciones realizadas 17- 21, dejan 3 o 4 agujeros centrales sin cargar con explosivo para que al momento de la detonación sirvan como cara libre.

Se consideran 4 agujeros adyacentes a los del centro llamados “ayudantes” en los que se utiliza como carga de fondo un cartucho de dinamita EMULNOR 3000 con 1 cartucho de Nitrato. Adicionalmente, se realiza el retacado con 3 Nitratos, se usa 1 fulminante N°8 y 60 cm de mecha lenta, el encendido de la mecha se realiza por cada una de las perforaciones.

Para los demás agujeros de la malla utilizada actualmente, se consideran de acuerdo con el criterio del perforador para realizar el retacado con 3 o 4 Nitratos. La cantidad de dinamita EMULNOR 3000 y demás accesorios de voladura es la misma para todos los agujeros de perforación.

Es importante indicar que para los trabajos de perforación se utilizan barrenos con una varilla de 1.20 m de longitud lo que permite tener en cada proceso un avance de 1.20 m aproximadamente.

Adicionalmente, la dinamita EMULNOR 3000 utilizada en el proceso de voladura tiene 1 pulgada de diámetro y este explosivo y los demás accesorios de voladura, el operador minero lo obtiene de la fábrica peruana FAMESA S.A.



Figura 3.3 Malla de voladura de uno de los frentes de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.5 Ensayos de laboratorio

3.5.1 Resistencia a la compresión simple

Para conocer el tipo de roca al que pertenecen las muestras tomadas en cada uno de los frentes de trabajo, se realizaron las pruebas de resistencia a la compresión simple en los laboratorios de la Universidad del Azuay. Para elaborar los ensayos se utilizó la prensa Hidráulica Humboldt con capacidad de ejercer una carga de aplastamiento de hasta 50000 Kilogramos de fuerza. Para el análisis, se tomaron 2 muestras de cada frente de trabajo por lo que en total se realizaron 6 pruebas de resistencia a la compresión simple. A continuación, se describen las características de cada muestra:

Frente de explotación El Quinche:

Tabla 3.1 Características generales de cada muestra tomada en El Quinche

Codificación de la Muestra	Características	Valor
M1 El Quinche	Sección (cm ²)	20.5
	Peso muestra húmeda (g)	78.02
	Peso muestra seca (g)	71.95
	Contenido de humedad (%)	8.43
	Volumen (cm ³)	25
	Densidad de la roca (g/cm ³)	2.88
M2 El Quinche	Sección (cm ²)	20
	Peso muestra húmeda (g)	66.25

	Peso muestra seca (g)	66.2
	Contenido de humedad (%)	0.075
	Volumen (cm ³)	20
	Densidad de la roca (g/cm ³)	3.31

Fuente: Elaboración propia

Frente de explotación El Gato:

Tabla 3.2 Características generales de cada muestra tomada en El Gato

Codificación de la Muestra	Características	Valor
M1 El Gato	Sección (cm ²)	20
	Peso muestra húmeda (g)	59.22
	Peso muestra seca (g)	58.78
	Contenido de Humedad (%)	0.748
	Volumen (cm ³)	22.5
	Densidad de la roca (g/cm ³)	2.61
M2 El Gato	Sección (cm ²)	19.63
	Peso muestra húmeda (g)	62.17
	Peso muestra seca (g)	62
	Contenido de Humedad (%)	0.274
	Volumen (cm ³)	20
	Densidad de la roca (g/cm ³)	3.10

Fuente: Elaboración propia

Frente de explotación La Esperanza:

Tabla 3.3 Características generales de cada muestra tomada en La Esperanza

Codificación de la Muestra	Características	Valor
M1 La Esperanza	Sección (cm ²)	20
	Peso muestra húmeda (g)	80.92
	Peso muestra seca (g)	60.88
	Contenido de Humedad (%)	32.91
	Volumen (cm ³)	27.5
	Densidad de la roca (g/cm ³)	2.21
M2 La Esperanza	Sección (cm ²)	19.63
	Peso muestra húmeda (g)	85.46
	Peso muestra seca (g)	85.16
	Contenido de Humedad (%)	0.352
	Volumen (cm ³)	30
	Densidad de la roca (g/cm ³)	2.84

Fuente: Elaboración propia

Para conocer el valor de resistencia a la compresión simple, al momento de realizar los ensayos de laboratorio se consideró el frente de trabajo del que se tomaron las

muestras, la codificación asignada a cada una de ellas, el valor del área de contacto con la prensa hidráulica y el valor de la carga de rotura o fallo registrado en la prensa. Adicionalmente, es muy importante tener en cuenta las unidades con las que se está trabajando debido a que la resistencia a la compresión uniaxial (esfuerzo) se expresa en Mega Pascales (MPa) y los datos que se tienen son en cm^2 y kg. A continuación, se describen los resultados obtenidos

Tabla 3.4 Resultados obtenidos en las muestras del frente de explotación El Quinche

Descripción de la muestra	Sección	Carga de rotura o fallo	R.C.S		R.C.S promedio
			kg/cm^2	MPa	
Frente El Quinche	cm^2	kg	kg/cm^2	MPa	MPa
M1	20.5	33658	1641.85	161.01	163.5
M2	20	33861	1693.05	166.03	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.5 Resultados obtenidos en las muestras del frente de explotación El Gato

Descripción de la muestra	Sección	Carga de rotura o fallo	R.C.S		R.C.S promedio
			kg/cm^2	MPa	
Frente El Gato	cm^2	kg	kg/cm^2	MPa	MPa
M1	20	22211	1110.58	108.91	110,4
M2	19.63	22396	1140.91	111.88	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.6 Resultados obtenidos en las muestras del frente de explotación La Esperanza

Descripción de la muestra	Sección	Carga de rotura o fallo	R.C.S		R.C.S promedio
			kg/cm^2	MPa	
Frente La Esperanza	cm^2	kg	kg/cm^2	MPa	MPa
M1	20	34490	1724,5	169,12	167
M2	19.63	32939	1680.6	164.81	

Fuente: Elaboración propia

A partir de los resultados descritos en las tablas anteriores y con base en la bibliografía utilizada, se puede apreciar y afirmar que la roca existente en cada uno de los frentes de explotación de la sociedad “Santa Clara” es de clasificación **muy dura**.



Figura 3.4 Ensayo de resistencia a la compresión simple

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 4

ANÁLISIS DE RESULTADOS Y PROPUESTA DE OPTIMIZACIÓN

La investigación realizada se enfoca en la distribución, ubicación y el carguío óptimo de los barrenos de perforación en los tres frentes de explotación de la sociedad minera Santa Clara, como son: El Quinche, El Gato y La Esperanza.

4.1 Método sueco

Existen varios métodos para calcular y diseñar de manera óptima la malla de perforación y voladura; sin embargo, para esta investigación se realizará el nuevo diseño considerando el Método Sueco propuesto por Langefors y Kihlstrom, el que nos permite obtener resultados óptimos para la investigación a realizar, debido a que este método es uno de los más aceptados y utilizados en el medio, además detalla la distribución de los barrenos en base a las propiedades y factores de explotación.

Las fórmulas empleadas relacionan el consumo específico y otros parámetros de voladura que pueden variar entre sí para obtener un determinado diseño según las necesidades de cada proyecto. Los parámetros son: diámetro, longitud y desviación de la perforación, así como, el número de barrenos a emplear en cada frente y la potencia de los explosivos, que también se pueden controlar durante el proceso. Todos estos parámetros se podrán utilizar para los cuatro grupos que forman la malla de perforación y voladura que son: cuele, ayudantes, zapatera y corona. (Sena, 2013).

4.2 Cálculos para la nueva malla de perforación y voladura

Tabla 4.1 Dimensiones de la galería de la mina Santa Clara

Galería de avance en forma de bóveda	
Alto	1.8 m
Ancho	1.5 m

Fuente: Elaboración propia

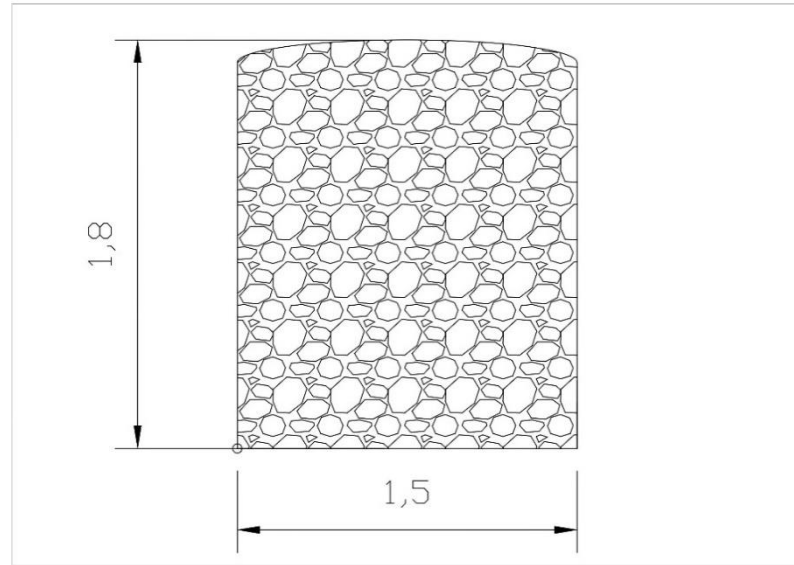


Figura 4.1 Frente de explotación

Fuente: Elaboración propia

4.2.1 Potencia relativa

La potencia relativa se puede describir como el peso del explosivo a utilizarse con respecto al peso del ANFO, dado por la fórmula:

$$S = \frac{\rho_{\text{EMULNOR}} \times \text{Velocidad detonación EMULNOR}}{\rho_{\text{ANFO}} \times \text{Velocidad detonación ANFO}}$$

Tabla 4.2 Datos de los explosivos FAMESA

Densidad del explosivo EMULNOR 3000	$\rho_{\text{EMULNOR}} = 1.14 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$
Densidad del explosivo ANFO	$\rho_{\text{ANFO}} = 0.8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$
Velocidad detonación EMULNOR 3000	$V = 4400 \frac{\text{m}}{\text{s}}$
Velocidad detonación ANFO	$V = 2250 \frac{\text{m}}{\text{s}}$

Fuente: Ficha técnica FAMESA, 2018

$$S = \frac{1.14 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times V = 4400 \frac{\text{m}}{\text{s}}}{0.8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times V = 2250 \frac{\text{m}}{\text{s}}} \quad (1)$$

$$S = 2.79$$

4.2.2 Avance de perforación

El avance de perforación en la galería depende del diámetro del barreno a perforar y la desviación de este. Debemos tener en cuenta el número de barrenos que se va a considerar en el centro del frente para dejarlos como abridores. En el caso de los frentes (El Quinche, El Gato y La Esperanza), se dejarán dos barrenos vacíos.

4.2.3 Diámetro de perforación

Para el cálculo del diámetro de perforación se toma en cuenta el diámetro del barreno. En la malla de perforación actual, utilizan barrenos de 1 pulgada, es por ello que, para lograr un óptimo diseño de la malla de perforación, se analizó con barrenos de 1 pulgada y de 2 pulgadas, obteniendo resultados óptimos con barrenos de 2 pulgadas, debido a que los barrenos de diámetro menor no proporcionan un buen avance, y no genera rentabilidad en el proceso de perforación y voladura. En la propuesta de plan de optimización se indicará la diferencia en resultados de la malla actual y la malla optimizada.

$$2 \text{ barrenos en el centro} \quad \emptyset = \emptyset_0 \times \sqrt{2} \quad (2)$$

Donde:

$\emptyset_0 =$ Diámetro del barreno vacío (m). = 2 pulgadas

$$\emptyset = 0.0508 \text{ m} \times \sqrt{2}$$

$$\emptyset = 0.072 \text{ m}$$

Para el avance de perforación se utilizará la siguiente fórmula:

$$H_{\max} = 0.15 + 34.1(\emptyset) - 39.4\emptyset^2 \quad (3)$$

Donde:

H = Avance en metros.

$\emptyset =$ Diámetro de perforación.

$$H_{\max} = 0.15 + 34.1(0.0508 \text{ m}) - 39.4(0.0508 \text{ m})^2$$

$$H_{\max} = 2.4 \text{ m}$$

Por otro lado, para calcular el avance real de la perforación se debe calcular multiplicando el avance de perforación por un porcentaje de profundidad.

$$H_{\text{real}} = H_{\text{max}}(0.85) \quad (4)$$

$$H_{\text{real}} = 2.4 \text{ m} \times 0.85$$

$$H_{\text{real}} = 2.04 \text{ m}$$

Además, se realiza el cálculo de la densidad máxima del explosivo (EMULNOR 3000):

$$l_{\text{max}} = \frac{\pi \varnothing^2 \rho}{4} \quad (5)$$

$$l_{\text{max}} = \frac{\pi \times (0.0508 \text{ m})^2 \times 1140 \frac{\text{kg}}{\text{m}}}{4}$$

$$l_{\text{max}} = 2.31 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Para la desviación de la máquina se debe calcular de la siguiente manera:

$$\Delta_{\text{max}} = \Delta \times H_{\text{real}} \quad (6)$$

$$\Delta_{\text{max}} = 0.01 \times 2.04 \text{ m}$$

$$\Delta_{\text{max}} = 0.02 \text{ m}$$

4.2.4 Zona A: Cuele

Las voladuras subterráneas en comparación a las superficiales, son mucho más complejas, debido a que en este tipo de minería se presentan más factores implicados como la seguridad, gravedad y el tipo de roca a perforar. Sin embargo, uno de los factores más complicados de tratar es la ausencia de una cara libre para que los explosivos puedan fragmentar la roca. De este modo, la razón por la que los barrenos que pertenecen a la zona del cuele, son los más importantes ya que provocan la primera abertura en el frente de explotación, generando la cara libre, lo que facilita posteriormente el arranque de otras zonas. (Bernaola et al., 2013).

En campo, generalmente se suelen colocar entre 2 o 3 barrenos vacíos en el centro como abridores, lo cual nos ayuda a generar una cara libre. Lo recomendable es colocar y empezar con dos debido a que el área del frente de explotación no es muy amplia, y generar más de dos barrenos como abridores generaría un gasto adicional, es por eso que a medida que se va incrementando el área del frente, el número de barrenos vacíos al centro del cuele debe incrementar progresivamente.

4.2.4.1 Zona A: Primer cuadro

La primera sección es la distancia entre el centro del barreno vacío y el centro de cada barreno determinando el ángulo de apertura. (López, 2003)

Dado por la fórmula:

$$V_1 \leq 2 (\emptyset) \quad (7)$$

Donde:

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

\emptyset = Diámetro de perforación (m)

Para el cálculo de la piedra teórica de la primera sección se considera un coeficiente de 1.

$$V_1 = 1 (0.072 \text{ m}) = 0.072 \text{ m}$$

Es necesario determinar la concentración lineal de explosivos a utilizar, esto con el fin de intentar controlar la distribución y la distancia que existe entre los barrenos del cuele.

$$l_1 = 55 \times \emptyset_o \times \left(\frac{V_1}{\emptyset}\right)^{1.5} \times \left(V_1 - \frac{\emptyset_o}{2}\right) \times \left(\frac{c}{0.4}\right) \times \left(\frac{1}{S}\right) \quad (8)$$

Donde:

l_1 = Concentración lineal del explosivo ($\frac{\text{kg}}{\text{m}}$).

\emptyset_o = Diámetro inicial de perforación (m).

V_1 = Espaciado de la primera sección (m).

\emptyset = Diámetro real de perforación (m).

c = Constante de la roca.

S = Potencia relativa en peso del explosivo respecto al ANFO.

El valor de c, representa la cantidad de explosivo que se va a utilizar para arrancar 1 m^3 de roca. (Persson, Holmberg, & Lee, 2001). En 1994, los autores antes mencionados, hicieron pruebas en Suecia donde verificaron que en todas las rocas desde arenitas hasta granitos toman el valor de $c = 0.4 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}}\right)$.

$$l_1 = 55 \times 0.0508 \text{m} \times \left(\frac{0.072 \text{m}}{0.072 \text{m}}\right)^{1.5} \times \left(0.072 \text{m} - \frac{0.072 \text{m}}{2}\right) \times \left(\frac{0.4}{0.4}\right) \times \left(\frac{1}{2.79}\right)$$

$$l_1 = 0.036 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

La producción de los explosivos está limitada a un rango de concentraciones. Esas limitaciones permiten determinar la piedra real.

$$V_1' = V_1 - \Delta \text{max} \quad (9)$$

Donde:

V_1' = Piedra real (m).

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

Δmax = Desviación máxima de la máquina.

$$V_1' = 0.072 \text{m} - 0.02 \text{m}$$

$$V_1' = 0.051 \text{m}$$

Es importante considerar de igual manera el espaciado que existe entre los diferentes barrenos que forma las secciones del cuele. Para eso utilizaremos la siguiente fórmula:

$$B_1 = V_1' \times \sqrt{2} \quad (10)$$

Donde:

B_1 = Espaciado (m).

V_1' = Piedra real (m).

$$B_1 = 0.051\text{m} \times \sqrt{2}$$

$$B_1 = 0.073 \text{ m}$$

Finalmente se calcula la carga de explosivo que tendrá cada barreno de esta sección.

$$Q_1 = l_1 \times H_{\text{real}} \quad (11)$$

Donde:

Q_1 = Carga del barreno (kg).

l_1 = Concentración lineal del explosivo ($\frac{\text{kg}}{\text{m}}$).

H_{real} = Avance de perforación real (m)

$$Q_1 = 0.036 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) \times 2.04 \text{ m}$$

$$Q_1 = 0.07 \text{ kg}$$

4.2.4.2 Zona A: Segundo, tercer y cuarto cuadro

Los barrenos del segundo, tercer y cuarto cuadro son del cuele, se disparan contra la cara libre generada por los barrenos vacíos establecidos.

La ventaja de este método de cálculo es que se puede tener un control de la piedra de las secciones 2, 3 y 4, debido a que existen restricciones en sus valores y si no se obtiene un buen resultado se puede producir una deformación de la roca. Para ello debemos replicar los valores para el cálculo hasta conseguir resultados óptimos.

SEGUNDO CUADRO

$$0.5 B_1 \leq V_2 \leq 2B_1$$

Donde:

B_1 = Espaciado de la sección uno (m).

V_2 = Piedra teórica de la segunda sección (m).

Para el cuadro dos, tomaremos el coeficiente 1 para determinar la piedra teórica.

$$V_2 = 1(0.073\text{m})$$

$$V_2 = 0.073\text{m}$$

Langefors y Kaihlstrom determinaron que para las secciones del cuele 2 y 3 se debe calcular su carga de concentración lineal de explosivo con una formula diferente a la dada en la primera sección.

$$l_2 = \frac{32.3 \times \phi_0 \times c \times V_2}{S \left\{ \text{sen} \left[\tan^{-1} \left(\frac{B_1}{2V_2} \right) \right] \right\}^{1.5}} \quad (12)$$

Donde:

l_2 = Concentración lineal del explosivo ($\frac{\text{kg}}{\text{m}}$).

ϕ_0 = Diámetro del barrenado vacío (m).

c = Constante de la roca.

V_2 = Piedra teórica de la sección dos (m).

S = Potencia relativa en peso del explosivo con relación al ANFO.

B_1 = Espaciado de la sección uno (m).

$$l_2 = \frac{32.3 \times 0.0508\text{m} \times 0.4 \times 0.073}{S \left\{ \text{sen} \left[\tan^{-1} \left(\frac{0.073}{2(0.073)} \right) \right] \right\}^{1.5}}$$

$$l_2 = 0.057 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Para el cálculo de la piedra óptima y la carga del barrenado de las secciones dos, tres y cuatro, se utilizan las mismas fórmulas del primer cuadro del cuele.

$$V_2' = V_2 - \Delta_{\text{max}}$$

$$V_2' = 0.073 \text{ m} - 0.0204 \text{ m}$$

$$V_2' = 0.052 \text{ m}$$

$$Q_2 = l_2 \times H_{\text{real}}$$

$$Q_2 = 0.057 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \times 2.04 \text{ m}$$

$$Q_2 = 0.12 \text{ kg}$$

Para el cálculo del espaciado de los cuadros 2, 3 y 4 se utiliza la siguiente fórmula:

$$B_2 = \left(V_2' + \frac{B_1}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = \left(0.052\text{m} + \frac{0.0473\text{m}}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = 0.13 \text{ m}$$

TERCER CUADRO

$$0.5 B_2 \leq V_3 \leq 2B_2$$

Para el tercer cuadro, tomaremos el coeficiente 1.6 para determinar la piedra teórica.

$$V_3 = 1.6(0.12\text{m})$$

$$V_3 = 0.2 \text{ m}$$

Concentración lineal del explosivo

$$l_3 = \frac{32.3 \times 0.0508\text{m} \times 0.4 \times 0.2\text{m}}{2.79 \left\{ \sin \left[\tan^{-1} \left(\frac{0.13\text{m}}{2(0.2\text{m})} \right) \right] \right\}^{1.5}}$$

$$l_3 = 0.27 \text{ kg } \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Piedra óptima

$$V_3' = V_3 - \Delta_{\text{max}}$$

$$V_3' = 0.2 \text{ m} - 0.02 \text{ m}$$

$$V_3' = 0.18 \text{ m}$$

Espaciado

$$B_3 = \left(V_3' + \frac{B_2}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

$$B_3 = \left(0.18 \text{ m} + \frac{0.13 \text{ m}}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

$$B_3 = 0.34 \text{ m}$$

Carga de explosivo

$$Q_3 = l_3 \times H_{\text{real}}$$

$$Q_3 = 0.27 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \times 2.04 \text{ m}$$

$$Q_3 = 0.55 \text{ kg}$$

CUARTO CUADRO

$$0.5 B_3 \leq V_4 \leq 2B_3$$

Para el cuarto cuadro, tomaremos el coeficiente 2 para determinar la piedra teórica.

$$V_4 = 2(0.34\text{m})$$

$$V_4 = 0.69 \text{ m}$$

Concentración lineal del explosivo

$$l_4 = \frac{32.3 \times 0.0508\text{m} \times 0.4 \times 0.69\text{m}}{2.79 \left\{ \text{sen} \left[\tan^{-1} \left(\frac{0.34\text{m}}{2(0.69)} \right) \right] \right\}^{1.5}}$$

$$l_4 = 1.3 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Piedra óptima

$$V_4' = V_4 - \Delta_{\text{max}}$$

$$V_4' = 0.69 \text{ m} - 0.02 \text{ m}$$

$$V_4' = 0.67 \text{ m}$$

Espaciado

$$B_4 = \left(V_4' + \frac{B_3}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

$$B_4 = \left(0.67 \text{ m} + \frac{0.34 \text{ m}}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

$B_4 = 1.2 \text{ m}$ Carga de explosivos

$$Q_4 = l_4 \times H_{real}$$

$$Q_4 = 1.38 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \times 2.04 \text{ m}$$

$$Q_4 = 2.81 \text{ kg}$$

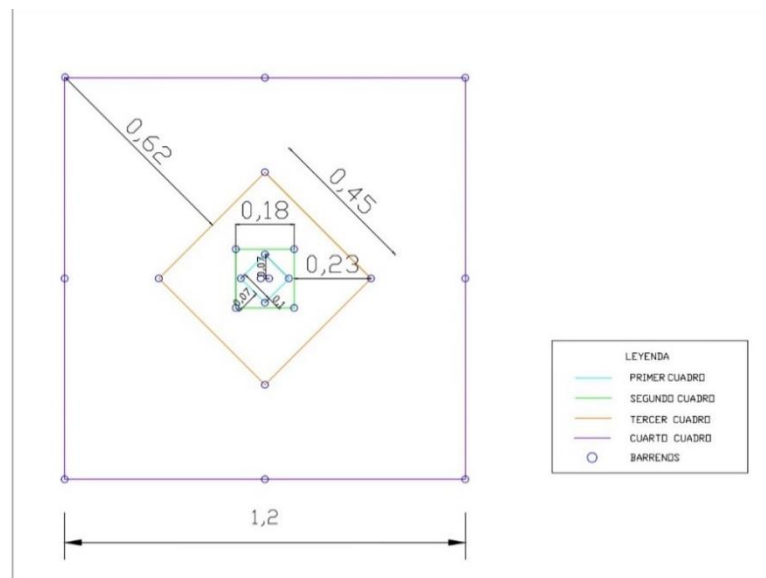


Figura 4.2 Diseño del cuele

Fuente: Elaboración propia

4.2.5 Zona B: Ayudantes

Los barrenos de esta zona se encargan de incrementar la cara libre, facilitando el desprendimiento de la roca de los lados del frente de explotación. (Bernaola, Castilla, Herrera, 2013)

Para calcular los ayudantes se considera un factor de seguridad (f) con un valor 1.45. Además, una relación entre el espaciamiento y la piedra óptima (E/V) con un valor aconsejado de 1.25.

$$(\text{aconsejado}) \quad 1.25 = \frac{E}{V}$$

La constante de la roca (c') va a depender del valor de la piedra (V).

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

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

Donde la piedra V es 0.15m

$$c' = 0.4 + \frac{0.07}{0.15}$$

$$c' = 0.87 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Para el cálculo de la concentración de línea de fondo se emplea:

$$l_f = \frac{f \times c' \times \frac{E}{V} \times V^2}{0.81 \times S} \quad (14)$$

Donde:

l_f = Concentración lineal de fondo ($\frac{\text{kg}}{\text{m}}$)

f = Factor de seguridad

c' = Constante de la roca

$\frac{E}{V}$ = Relación espaciamiento – piedra

V = Piedra (m)

S = Potencia relativa en peso del explosivo.

$$l_f = \frac{1.45 \times 0.87 \times \left(\frac{0.6\text{m}}{0.15\text{m}}\right) \times 0.15\text{m}^2}{0.81 \times 2.79}$$

$$l_f = 0.05 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Para el cálculo de la concentración línea de columna se emplea:

$$l_c = 0.5 \times l_f$$

Donde:

l_c = Concentración lineal de columna ($\frac{\text{kg}}{\text{m}}$)

l_f = Concentración lineal de fondo ($\frac{\text{kg}}{\text{m}}$)

$$l_c = 0.5 \times 0.05 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

$$l_c = 0.025 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Para el cálculo de la altura de fondo h_f se emplea:

$$h_f(\text{m}) = 1.3 V$$

$V = \text{Piedra (m)}$

$$h_f = 1.3 (0.15\text{m})$$

$$h_f = 0.195 \text{ m}$$

Para el cálculo de la altura de columna h_c se emplea:

$$h_c = H_{\text{real}} - 1.3V - 10\emptyset_o$$

$$h_c = 2.04\text{m} - 1.3(0.15\text{m}) - 10(0.0508\text{m})$$

$$h_c = 1.33 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Para el cálculo de la carga de fondo Q_f se emplea:

$$Q_f = l_f \times h_f \quad (15)$$

$$Q_f = 0.05 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \times 0.195 \text{ m}$$

$$Q_f = 0.01 \text{ kg}$$

Para el cálculo de la carga de fondo Q_c se emplea:

$$Q_c (\text{kg}) = l_c \times h_c \quad (16)$$

$$Q_c = 0.025 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \times 1.33 \text{ m}$$

$$Q_c = 0.03 \text{ kg}$$

Para el cálculo de la carga total se emplea:

$$Q_t (\text{kg}) = Q_f + Q_c \quad (17)$$

$$Q_t = 0.01 \text{ kg} + 0.03 \text{ kg}$$

$$Q_t = 0.043 \text{ kg}$$

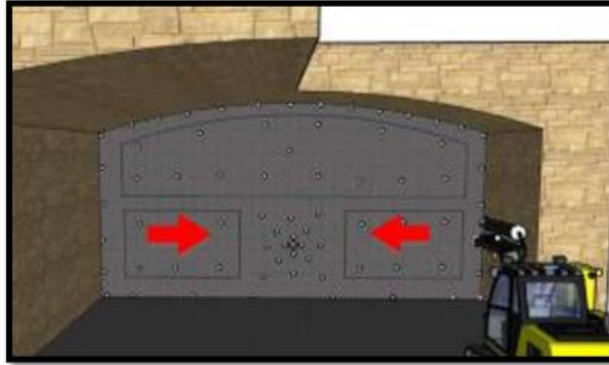


Figura 4.3 Diseño de ayudantes

Fuente: Serna, 2013

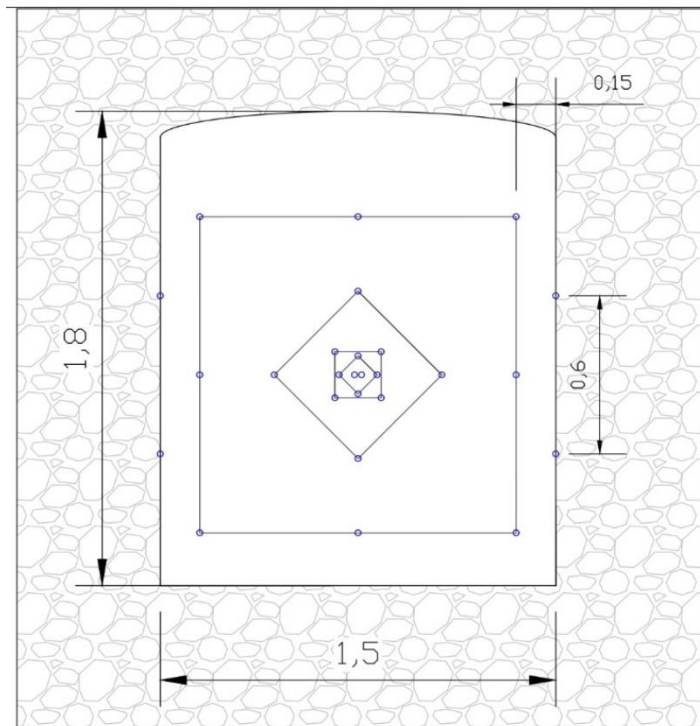


Figura 4.4 Diseño de ayudantes

Fuente: Elaboración propia

4.2.6 Zona E: Zapateras

Las zapateras son la zona ubicada en el piso del frente de explotación. Su función es de conformar el suelo de la excavación para permitir un mejor avance de la perforación. Estos barrenos son los últimos en detonar para levantar todo el material volado.

Para los cálculos de esta zona se toma en cuenta el factor de seguridad (f) de 1.45 y una relación de espaciamiento y piedra de (E/V) 1.25.

Como el valor de la piedra para esta zona es de $V = 0.25$ m.

Por lo tanto, el valor de E será: 0.5 m. Lo que daría 4 barrenos para esta zona.

La constante de la roca (c') va a depender del valor de la piedra (V). Sus cálculos son similares a la zona de los ayudantes.

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

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

Para este caso, como V es 0.25 se tomará la segunda fórmula:

$$c' = 0.4 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) + \frac{0.07}{0.25 \text{ m}} \quad (18)$$

$$c' = 0.68 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right)$$

De igual manera para el cálculo de la carga de fondo, es similar a la zona de los ayudantes:

Para el cálculo de la concentración línea de fondo se emplea:

$$l_f = \frac{f \times c' \times \frac{E}{V} \times V^2}{0.81 \times S}$$

Donde:

l_f = Concentración lineal de fondo $\left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right)$

f = Factor de seguridad

c' = Constante de la roca

$\frac{E}{V}$ = Relación espaciamiento – piedra

V = Piedra (m)

S = Potencia relativa en peso del explosivo.

$$l_f = \frac{1.45 \times 0.68 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}}\right) \times 2 \times 0.25^2}{0.81 \times 2.79}$$

$$l_f = 0.055 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}}\right)$$

Para el cálculo de la concentración de línea de columna se emplea:

$$l_c = 0.7 \times l_f$$

$$l_c = 0.7 \times 0.055 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}}\right)$$

$$l_c = 0.038 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}}\right)$$

Para el cálculo de la altura de fondo h_f se emplea:

$$h_f = 1.3 V$$

$$h_f = 1.3 (0.25 \text{ m})$$

$$h_f = 0.33 \text{ m}$$

Para el cálculo de la altura de columna h_c se emplea:

$$h_c = H_{\text{real}} - h_f - 10\emptyset_0$$

$$h_c = 2.04 \text{ m} - 0.33 \text{ m} - 10 (0.0508 \text{ m})$$

$$h_c = 1.2 \text{ m}$$

Para el cálculo de la carga de fondo Q_f se emplea:

$$Q_f = l_f \times h_f$$

$$Q_f = 0.055 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}}\right) \times 0.33 \text{ m}$$

$$Q_f = 0.018 \text{ kg}$$

Para el cálculo de la carga de fondo Q_c se emplea:

$$Q_c = l_c \times h_c$$

$$Q_c = 0.038 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) \times 1.2 \text{ m}$$

$$Q_c = 0.046 \text{ kg}$$

Para el cálculo de la carga total se emplea:

$$Q_t = 0.018 \text{ kg} + 0.046 \text{ kg}$$

$$Q_t = 0.064 \text{ kg}$$

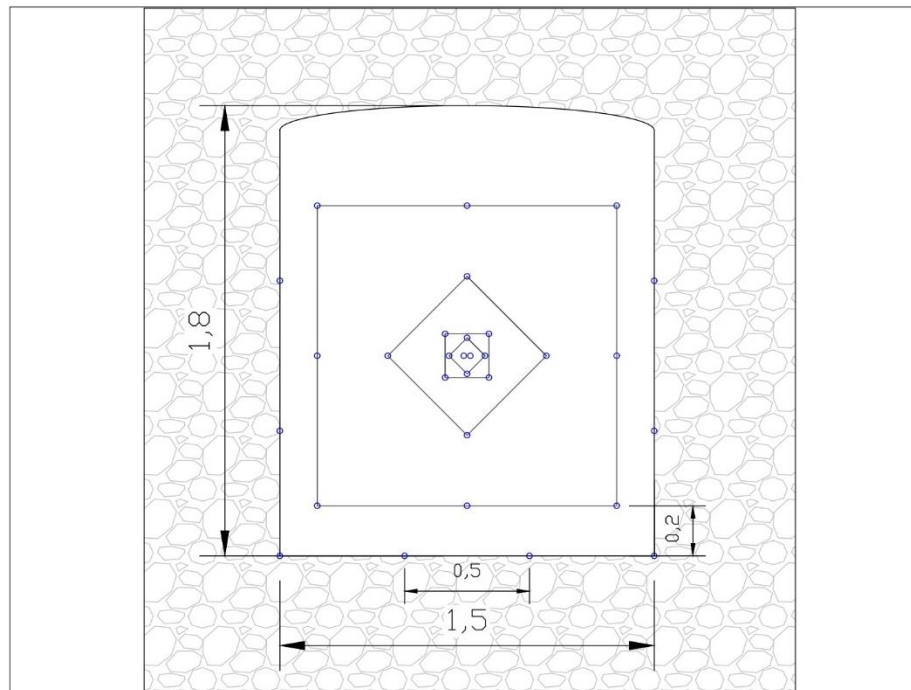


Figura 4.5 Diseño de las zapateras

Fuente: Elaboración propia

4.2.7. Zona D: Corona

La parte final del diseño es la distribución de los barrenos en la corona.

Según (Sena, 2013). En esta zona se utiliza un esquema parecido a la de la zona de las zapateras, pero interviene una serie de factores como es el caso de la gravedad, ya que el material volado deberá caer al piso. Es por esta razón que los barrenos que trabajan de manera horizontal están más confinados y requieren de un menor tamaño de piedra con relación a los que trabajan verticalmente a favor de la gravedad.

El diseño de la corona genera la forma deseada de la galería en la parte superior, la misma que puede ser un semicírculo, rectangular o semielíptica. Para el caso de una galería de avance lo más recomendado es semielíptica.

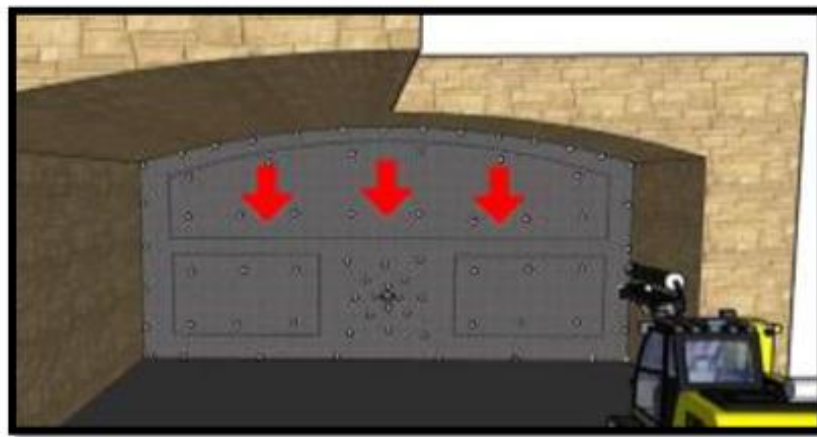


Figura 4.6 Diseño de la corona

Fuente: Sena, 2013

Se calcula el área que corresponde a la zona de la corona.

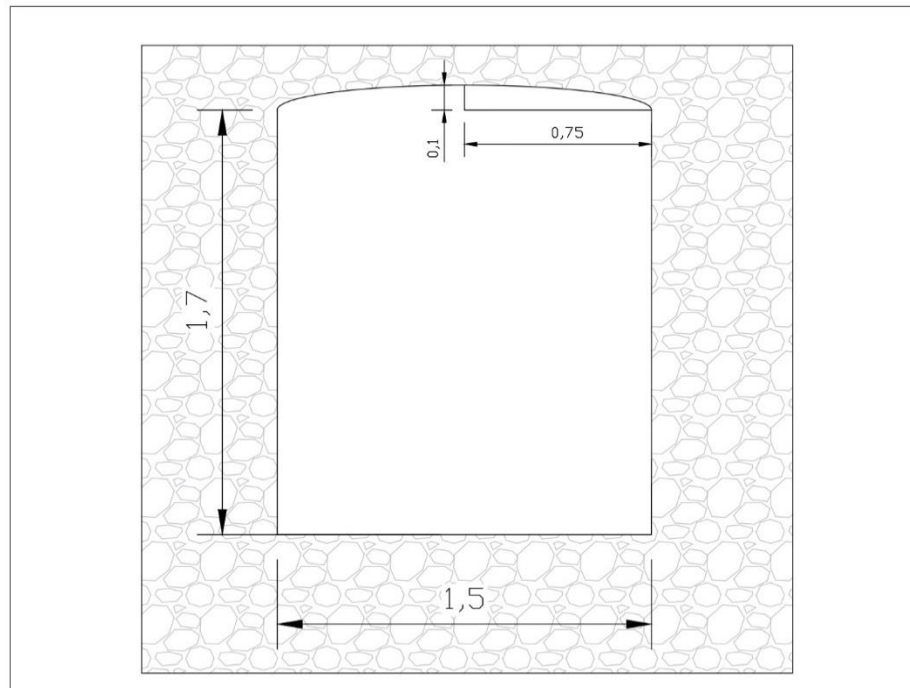


Figura 4.7 Diseño de la corona

Fuente: Elaboración propia.

Dado $a = 0.75$ m y $b = 0.10$ m

Se calcula el perímetro para la semielipse formada en la corona para poder realizar la distribución de los barrenos.

$$P = \frac{2\pi \sqrt{\frac{a^2 + b^2}{2}}}{2} \quad (19)$$

$$P = \frac{2\pi \sqrt{\frac{0.75^2 + 0.1^2}{2}}}{2}$$

$$P = 1.68 \text{ m}$$

Se calcula el área de la semielipse:

$$A = \frac{a \times b \times \pi}{2} \quad (20)$$

$$A = \frac{0.75\text{m} \times 0.1\text{m} \times \pi}{2}$$

$$A = 0.12 \text{ m}^2$$

Para los cálculos de esta zona se toma en cuenta el factor de seguridad (f) de 1.2.

La constante de la roca (c') va a depender del valor de la piedra (V). Sus cálculos son similares a la zona de los ayudantes.

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

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

Para este caso, como V es 0.2, se tomará la segunda fórmula:

$$c' = 0.4 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) + \frac{0.07}{0.1 \text{ m}}$$

$$c' = 1.1 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right)$$

De igual manera para el cálculo de la carga de fondo, es similar a la zona de los ayudantes:

Para el cálculo de la concentración línea de fondo se emplea:

$$l_f = \frac{f \times c' \times \frac{E}{V} \times V^2}{0.81 \times S}$$

Donde:

l_f = Concentración lineal de fondo $\left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right)$

f = Factor de seguridad

c' = Constante de la roca

$\frac{E}{V}$ = Relación espaciamiento – piedra

V = Piedra (m)

S = Potencia relativa en peso del explosivo.

$$l_f = \frac{1.2 \times 1.1 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) \times 8.4 \times 0.1^2}{0.81 \times 2.79}$$

$$l_f = 0.049 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right)$$

Para el cálculo de la concentración línea de columna se emplea:

$$l_c = 0.5 \times l_f$$

$$l_c = 0.5 \times 0.049 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right)$$

$$l_c = 0.025 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right)$$

Para el cálculo de la altura de fondo h_f se emplea:

$$h_f = 1.3 V$$

$$h_f = 1.3 (0.1 \text{ m})$$

$$h_f = 0.13 \text{ m}$$

Para el cálculo de la altura de columna h_c se emplea:

$$h_c = H_{\text{real}} - h_f - 10\emptyset_o$$

$$h_c = 2.04 \text{ m} - 0.13 \text{ m} - 10 (0.0508 \text{ m})$$

$$h_c = 1.4 \text{ m}$$

Para el cálculo de la carga de fondo Q_f se emplea:

$$Q_f = l_f \times h_f$$

$$Q_f = 0.049 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) \times 0.13 \text{ m}$$

$$Q_f = 0.0064 \text{ kg}$$

Para el cálculo de la carga de fondo Q_c se emplea:

$$Q_c = l_c \times h_c$$

$$Q_c = 0.025 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) \times 1.4 \text{ m}$$

$$Q_c = 0.034 \text{ kg}$$

Para el cálculo de la carga total se emplea:

$$Q_t = Q_f + Q_c$$

$$Q_t = 0.0064\text{kg} + 0.034\text{kg}$$

$$Q_t = 0.041 \text{ kg}$$

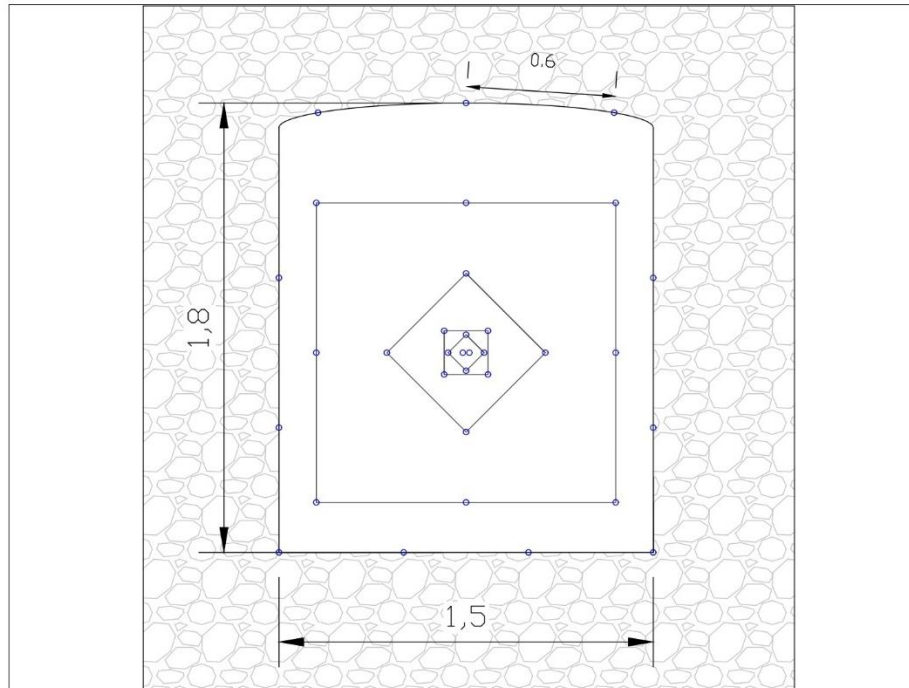


Figura 4.8 Diseño de corona

Fuente: Elaboración propia

4.3 Consumo de explosivos y perforación total

Para comprobar si la nueva malla de perforación y voladura brinda resultados óptimos, es necesario realizar el cálculo del consumo específico de los explosivos, así como también el volumen de arranque y perforación específica. Para verificar si existe optimización, debemos hacer un cálculo del consumo óptimo, el mismo que se debe encontrar dentro de los rangos teóricos:

$$Q_{\text{óptimo}} = \left(\frac{10}{A} + 0.6\right) \sim \left(\frac{14}{A} + 0.8\right) \quad (21)$$

Tabla 4.3 Índices de carga de explosivos.

ZONA	kg	# Barrenos	Q total kg
A1	0.07	4	0.29
A2	0.12	4	0.46
A3	0.55	4	2.2
A4	2.81	8	22.48
B	0.04	4	0.17
E	0.06	4	0.26
D	0.04	3	0.12
	TOTAL	31	25.99

Fuente: Elaboración propia

$$\text{Área total del frente} = (1.5\text{m} \times 1.7\text{m}) + (0.12 \text{ m}^2) = 2.67\text{m}^2$$

$$\text{Volumen total de arranque} = \text{Área total} \times \text{Hreal} = 2.67\text{m}^2 \times 2.04\text{m} = 5.43 \text{ m}^3$$

Para el consumo específico se calcula con la siguiente fórmula:

$$Q_{\text{esp}} = \frac{Q_{\text{total}}}{V_{\text{arranque}}} \quad (18)$$

$$Q_{\text{esp}} = \frac{25.99 \text{ kg}}{5.43 \text{ m}^3}$$

$$Q_{\text{esp}} = 4.78 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

El consumo específico de los explosivos es la relación que existe entre la carga total de explosivos a ser utilizada en todo el volumen de material que va a ser volado, por ello debe estar entre los siguientes rangos:

$$Q_{\text{óptimo}} = \left(\frac{10}{2.67} + 0.6 \right) \sim \left(\frac{14}{2.67} + 0.8 \right)$$

$$Q_{\text{óptimo}} = \left(4.35 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) \sim \left(6.05 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right)$$

Por lo tanto, los resultados nos indican que el carguío de explosivos se encuentra optimizado.

Para la perforación específica se calcula de la siguiente manera:

$$\text{Perforación total} = \text{No. Barrenos} \times \text{Hmax}$$

$$\text{Perforación total} = 31 \times 2.4 \text{ m}$$

$$\text{Perforación total} = 74.29 \text{ m}$$

La perforación específica es la relación entre la longitud total de perforación y el volumen total extraído:

$$P_{\text{esp}} = \frac{\text{Perforación total}}{\text{Volumen total}} \quad (19)$$

$$P_{\text{esp}} = \frac{74.29 \text{ m}}{5.43 \text{ m}^3}$$

$$P_{\text{esp}} = 13.67 \frac{\text{m}}{\text{m}^3}$$

4.4 Diseño de la nueva malla de perforación y voladura

Para el diseño de la malla de perforación y voladura, se tomarán en cuenta las medidas del proceso de cálculo de optimización, para distribuirlas correctamente. Además, para el sistema de conexión con el cordón detonante, se utilizará un sistema de disparo rotativo, que brindará una pequeña fracción de tiempo entre ellos de acuerdo a un orden de encendido previamente establecido, esto hace que la voladura sea más efectiva. La secuencia de detonación empieza desde el área central de la voladura por toda la zona del cuele (primer cuadro), la que hace que los barrenos de alivio permitan la formación de una cara libre, posteriormente detonaran los barrenos del segundo cuadro, así mismo los barrenos del tercer y cuarto cuadro, siguiendo el orden de detonación pasaría por los ayudantes, zapateras, finalizando la voladura en la zona de la corona como se observa a continuación:

:

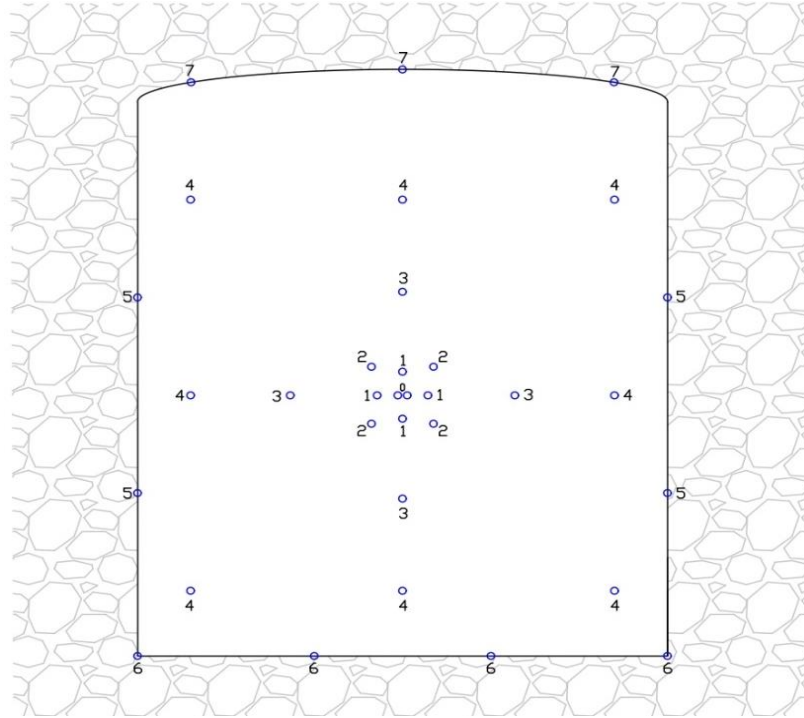


Figura 4.9 Distribución de los barrenos

Fuente: Elaboración propia

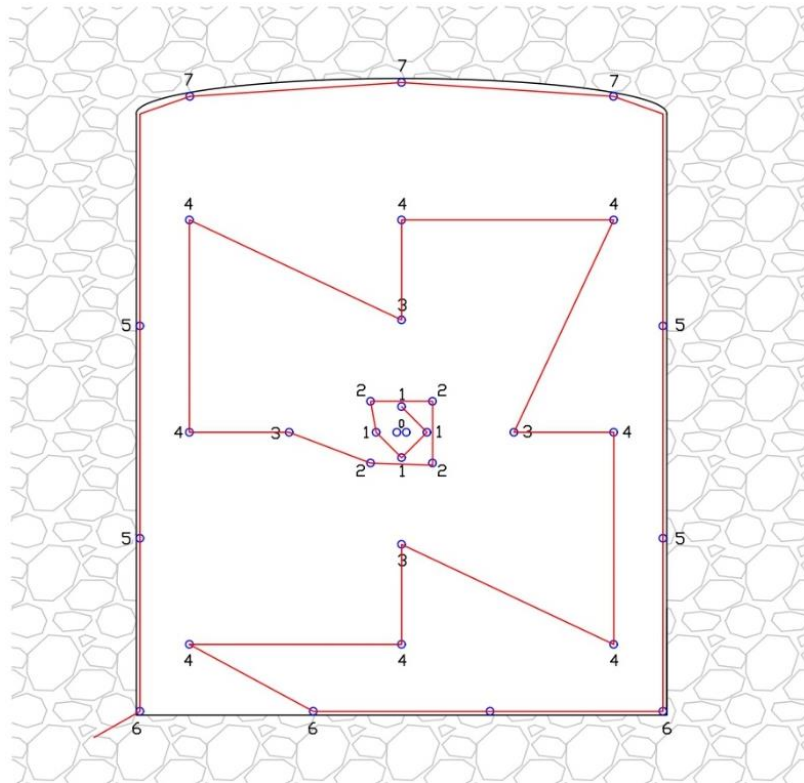


Figura 4:10 Sistema de detonación de los explosivos

Fuente: Elaboración propia

4.5 Plan de optimización y voladura

Con los datos finales podremos realizar la comparación entre la nueva malla de perforación y la malla actual que se utiliza en la Sociedad Santa Clara.

Cabe mencionar que en la Sociedad Santa Clara realizan una malla estándar de 17 a 21 barrenos con diámetro de 1 pulgada, pero estos se encuentran distribuidos de manera aleatoria, provocando un consumo innecesario de explosivos y provocando tiros sopladados.

Es por ese motivo que se optó por utilizar un diámetro de 2 pulgadas para mejorar las condiciones de la perforación y voladura.

Tabla 4.4 Comparación malla actual y nueva malla de perforación.

Malla Actual de perforación	Nueva Malla de perforación
Diámetro perforación: 1''	Diámetro perforación: 2''
#Barrenos: 21	#Barrenos: 31
Avance de perforación: 1.13 m	Avance de perforación: 2.04 m
Carga total en barreno: 4.14 kg	Carga total en barreno: 25.99 kg
Volumen de arranque: 3.06 m ³	Volumen de arranque: 5.43 m ³
Perforación total: 33.1 m	Perforación total: 74.29 m
Perforación específica: 10.81 m/m ³	Perforación específica: 13.67 m/m ³
Carga específica: 1.35 kg/m³	Carga específica: 4.78 kg/m³
Carga óptima: 4.3 – 5.9 kg/m³	Carga óptima: 4.3 – 6 kg/m³

Fuente: Elaboración propia

Como podemos observar en la tabla 4.4 el volumen de arranque que se genera no es el óptimo y el consumo específico no se encuentra dentro del rango teórico establecido.

El diseño actual en comparación al diseño nuevo de la malla de perforación, presenta una mayor discrepancia en términos de ubicación y distribución de los barrenos para el aprovechamiento de la voladura para la fragmentación de la roca.

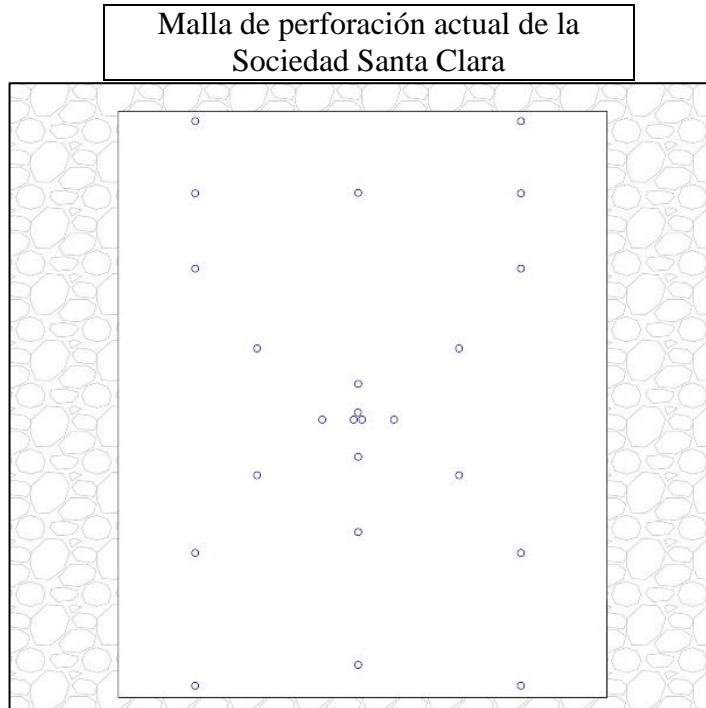


Figura 4.11 Malla de perforación actual

Fuente: Elaboración propia



Figura 4.12 Nueva malla de perforación

Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- Se evidenció que no existe una adecuada distribución de barrenos, ya que al realizar un análisis detallado de los procesos que se emplean actualmente, en la perforación y voladura, se constató que los barrenos son distribuidos de manera aleatoria por el perforista sin ningún estudio previo, obteniendo resultados no favorables como, avance de perforación de 1.33 m, volumen de material extraído de 3.06 m³ y un consumo específico de 1.35 kg/m³, siendo estos valores desfavorables, ya que se encuentran fuera del rango establecido para que la voladura sea exitosa.
- Debe utilizarse un diámetro de perforación de 2 pulgadas, con una distribución adecuada de barrenos, todo esto basándonos en el método sueco para minería subterránea, ya que al aplicar los cálculos para la nueva malla de perforación y voladura, en cada uno de los tres frentes de explotación, se genera un incremento favorable en todos los aspectos, obteniendo un avance de perforación 2.04 m, volumen de arranque de 5.43 m³ y un consumo específico de 4.78 kg/cm³, valores que favorecen de manera positiva a la producción de la mina.
- Se determinó que para optimizar los procesos de perforación y voladura es necesario analizar los cálculos propuestos por Langefors y Kihlstrom, este método ayuda a obtener valores adecuados, influyendo significativamente en la mejora de los procesos tanto en metros de avance como en volumen de material fragmentado y tiempo de operación en comparación a los procesos ejecutados actualmente.
- Se concluyó que se debe utilizar la misma malla de perforación y voladura para los tres frentes estudiados, debido a que estos tienen las mismas dimensiones y la resistencia de la roca es la misma (roca muy dura).
- Se deben realizar muestreos periódicos de cada frente a explotar a fin de realizar pruebas de laboratorio y emplear los cálculos mencionados, ya que las condiciones de la roca pueden cambiar conforme se hagan los avances y esto podría afectar el rendimiento de la maquinaria, los insumos y la producción del mineral.

Recomendaciones

- Con la nueva malla de perforación y voladura optimizada, se obtuvieron valores adecuados para mejorar el rendimiento en la producción de la sociedad minera Santa Clara, por lo que se recomienda que este trabajo de investigación sea aplicado en cada uno de los frentes de trabajo.
- Se recomienda que el trazado de puntos de la malla de perforación sea marcado con anterioridad con la ayuda de un aerosol, para que el perforista pueda divisar de mejor manera cada punto a ser perforado y así no exista inconsistencias al momento de realizar la voladura.
- Se recomienda utilizar todos los equipos de protección personal en cada operación, al momento de realizar la perforación como al realizar el retacado y el encendido de la mecha para la ejecución de la voladura.
- Se recomienda la contratación de personal capacitado para las labores técnicas, de muestreos, pruebas de laboratorio y procesamiento de datos, debido a que de esto dependerá el éxito en la optimización de los procesos y producción.
- Se recomienda a la Sociedad Minera "Santa Clara" no escatimar en recursos a la hora de aplicar medidas técnicas en sus procesos, ya que al dejar de trabajar de forma empírica los beneficios serán notorios en temas de producción y rentabilidad económica.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aillón, Vásconez. 2016. "Historia de Las Normas Mineras En Ecuador - PBP." *Diciembre 11* 1. (<https://www.pbplaw.com/es/historia-de-las-normas-mineras-en-ecuador/>).
- Bernaola, José., Jorge Castilla, and Juan Herrera. 2013. *Perforación y Voladura de Rocas En Minería*. Segunda. Madrid. http://oa.upm.es/21848/1/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- BSG, Institute. 2018. "Métodos de Explotación Subterránea." 2015 25.
- Duque Escobar, Gonzalo. 2017. *MANUAL DE GEOLOGIA PARA INGENIEROS Cap 17 AGUAS SUPERFICIALES*. <http://www.bdigital.unal.edu.co/1572/>
- EADIC. 2020. "Voladuras. Parámetros de Diseño." *Segunda* 345. (<https://www.eadic.com/voladuras-parametros-de-diseno/>).
- Estrucplan, Consultora S. .. 2013. "¿Cuáles Son Los Impactos Ambientales de La Minería Subterránea? | NO A LA MINA ESQUEL." 234. (<https://noalamina.org/general/item/8758-cuales-son-los-impactos-ambientales-de-la-mineria-subterranea>).
- Gemi, Armando. 2013. "Calculo de Reservas de La Veta Paraíso Mina - Distrito Ponce Enríquez." 1(101):101. file:///C:/Users/Usuario/Downloads/TESIS DE GRADO_GEOLOGÍA_ARMANDO VEGA.pdf
- Herrera, Juan. 2006. *Métodos de Minería*. Primera. Madrid. http://oa.upm.es/10675/1/20111122_METODOS_MINERIA_A_CIELO_ABIERTO.pdf
- Lillo, Javier. 2013. *Geología Estructural Aplicada a La Minería y Explotación Minera*. Madrid. https://www.aulados.net/Libros_Aula2pontonet_GEMM/Libro_Estructural_Mineria.pdf
- López, Carlos. 2003. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. <https://books.google.com.ec/books?id=TrwIMcDiuQUC&printsec=frontcover&dq=inauthor:%22CAMILO+AUTOR+CARIDE+DE+LINAN%22&hl=es&sa=>

X&ved=2ahUKEwj-
p4rcr__rAhWomlkKHSI2AIEQ6AEwAHoECAAAQAg#v=onepage&q&f=false

Milton Rudy, Tito Chipana. 2015. *UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS TESIS "DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN EL FRENTE DE LA GALERIA PROGRESO DE LA CONTRATA MINERA CAVILQUIS-CORPORACIÓN.*

Moldex. 2014. "Parámetros En La Voladura de Roca." *Tercera.* (<https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/parametros-en-la-voladura-de-rocas/>).

Muñoz, Franchesca. 2013. "Aceros de Perforacion Rotopercutiva."

Núñez, Javier. 2018. *MAPEO GEOLÓGICO DE LAS ÁREAS MINERAS "CARMEN DE PIJILÍ" Y "ROSA DE ORO", PARROQUIA EL CARMEN DE PIJILÍ - CANTÓN CAMILO PONCE ENRÍQUEZ, ESCALA 1:20000.* file:///C:/Users/Usuario/Downloads/T-UCE-0012-FIG-008.pdf

Oropesa, Julieta. 2013. "Cartilla de Clase de Mecánica de Rocas." 2013 89. (<https://issuu.com/maosabo/docs/tesis0376ic>).

Pérez, Rubén. 2016. *El Proceso de Explotación Minera.* Cantabria. <https://dspace.unl.edu.ec/jspui/bitstream/123456789/20024/1/SarangoSarango%2CWalterStalin.pdf>

Posada. 2018. "Voladura de Rocas En Minería Subterránea | Posada Perú." *Segunda.* (<https://www.posada.pe/voladura-de-rocas-en-mineria-subterranea/>).

Ramírez, Pedro. 2015. *Mecanica de Rocas.*

Rock, Golden. 2018. "Rocas Sedimentarias - Rocas Sedimentarias Químicas - Calizas." 201–25. (<http://www.bdigital.unal.edu.co/1572/>).

Sarango, Sarango. 2015. *Afloramiento AMV001.* <https://dspace.unl.edu.ec/jspui/bitstream/123456789/20024/1/SarangoSarango%2CWalterStalin.pdf>

SONAMI. 2016. “Perforación Y Tronadura Guía De Operación Para La Pequeña Minería.” *SONAMI*. <http://www.sonami.cl/site/wp-content/uploads/2016/03/6.perforacion-y-tronadura.pdf>

Vallejo, Juan Carlos. 2014. *Manual de Geología Rocas Igneas*. Manizales. <http://bdigital.unal.edu.co/48418/25/rocasigneas.pdf>

Yáñez Paz, Juan. 2018. “El Rol de La Asociatividad Como Medio de Inclusión Laboral de Género: Caso Asociación de Mujeres Jancheras ‘Las Águilas’ Del Sector Minero Camilo Ponce Enríquez, En La Provincia Del Azuay.” PUCE-Quito. <http://repositorio.puce.edu.ec:80/xmlui/handle/22000/16145>

Yépes, Víctor. 2015. “Martillo En Cabeza – El Blog de Víctor Yepes.” *Tercera*. (<https://victoryepes.blogs.upv.es/tag/martillo-en-cabeza/>).

ANEXOS



Anexo 1. Taco de nitrato utilizado en la voladura.



Anexo 2. Emulsión utilizada en la voladura (Emulnor 3000).



Anexo 3. Detonante utilizado en la voladura.



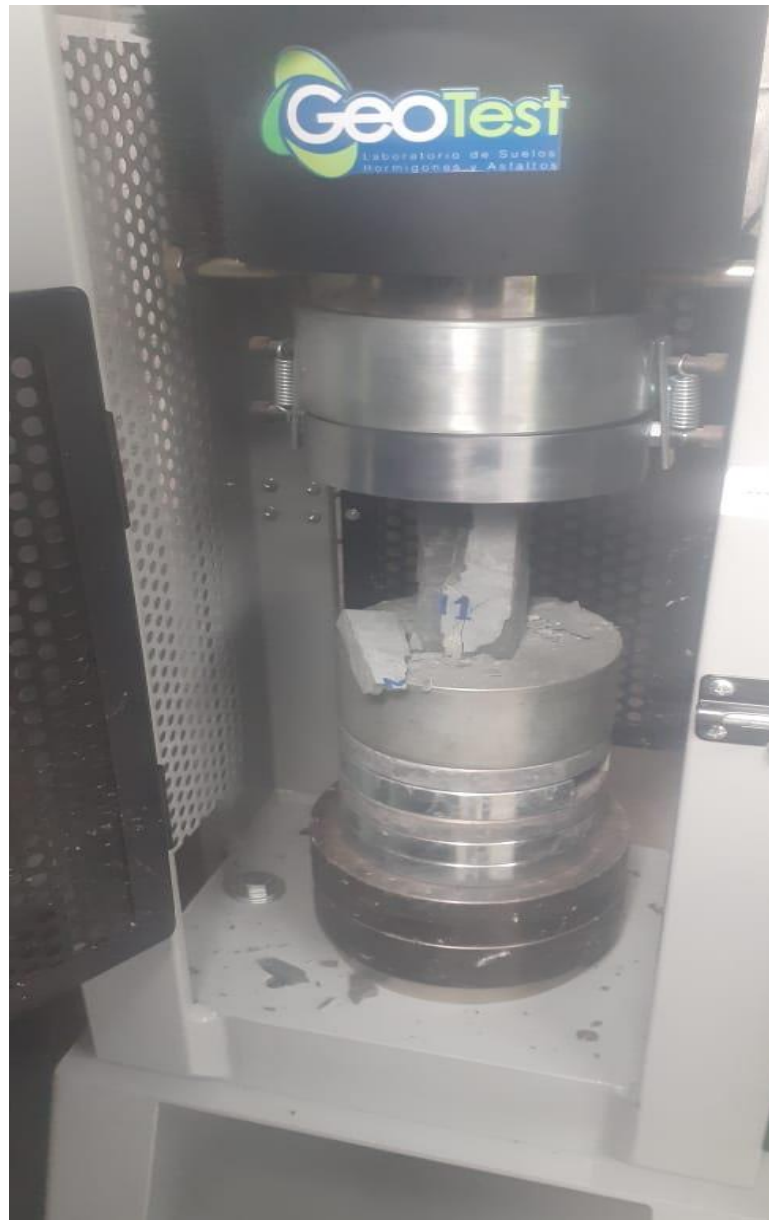
Anexo 4. Muestras de roca de cada frente.



Anexo 5. Dimensiones cada muestra.



Anexo 6. Colocación de muestra para realizar prueba de resistencia.



Anexo 7. Ruptura de muestra en el ensayo de resistencia.



Anexo 7. Muestras para encontrar su peso específico.



Anexo 8. Muestras previamente secadas.



Anexo 9. Colocación de muestra para encontrar su volumen.



Anexo 10. Visualizaciones de los frentes de explotación.



Anexo 11. Toma de muestras.



Anexo 12. Mediciones de los frentes de explotación.