

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez.

PROYECTO INTEGRADOR

Previo la obtención del Título de:

Ingeniero de Minas

Presentado por:

Kleber Jonnathan Puma Zaruma

Joffre Andrés Llerena Estrella

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2021

DEDICATORIA

Dedico el presente trabajo a mis padres; a cada una de sus enseñanzas, esfuerzos, sacrificios y muestras de cariño que llegaron a mí empaquetadas hasta el desborde en cajitas de cartón y llantas desgastadas, a mi hermana que celebra cada una de mis pequeñas victorias como tuyas, a mi abuelita por cuidarme y llenarme de vida con sus abrazos, a Roger y Christine, mis otros abuelitos, a Abigail que me salvó en mis peores momentos, a mis amigos, quienes hicieron de esta una de las mejores etapas de mi vida, en especial a Carlos, Alexander, Ronald, Julio, Paola y mi grupo incondicional de amigos “La Sabliza” y finalmente a mis amigos peludos Giro, Roxy y José que se desvelaron a mi lado tantas noches.

Kleber Jonnathan Puma Zaruma

AGRADECIMIENTOS

Agradezco profundamente a la Sociedad de Producción Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario”, a Davis y Willian Cedillo y cada uno de sus trabajadores; desde su cocinera hasta el perforista, que siempre estuvieron dispuestos a ayudar con el desarrollo de este trabajo. Agradezco también a cada uno de mis profesores que aportaron en mi formación académica, en especial a Xiomara Coello por su excelente trabajo como coordinadora de prácticas preprofesionales y a mis Tutores; Jesús, Samantha y Wilmer, por su paciencia y profesionalismo como guías de este proyecto.

Kleber Jonnathan Puma Zaruma

DEDICATORIA

El presente proyecto va dedicado a Dios por darme la salud e inteligencia necesaria para llegar hasta estas instancias. A mi familia: a mi padre Luis Llerena que se sacrificó por encima de su propia salud para que yo me convierta en profesional, a mi tío Aníbal López que con su ejemplo y constancia demostró que nunca es tarde para cumplir los sueños, a mi esposa Tatiana Freire promotora y exigente para no darme por vencido cuando estaba tan cerca de culminar esta etapa y a mi hija Isabella Llerena quien fue mi inspiración para llegar a conseguir este objetivo. También a mis amigos que me motivaron para no darme por vencido y seguir avanzando: Jairo Chalan, Cedillo Ronaldo, Fabian Santana, Kleber Puma y especialmente a Francisco Heras y su familia por la ayuda moral que me brindaron en tan duros momentos.

Joffre Andrés Llerena Estrella

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; Kleber Jonnathan Puma Zaruma y Joffre Andrés Llerena Estrella y damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”



Kleber Jonnathan Puma
Zaruma



Joffre Andrés Llerena
Estrella

EVALUADORES



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



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

MSc. Samantha Tamara Jiménez Oyola

MSc. Jesús Washington Crespo Quintero

RESUMEN

La perforación y voladura son operaciones vitales para la producción minera subterránea, conforman la base del ciclo minero y afectan directamente tanto al costo de producción como al costo general de la mina. El presente proyecto pretende optimizar el avance de los frentes de explotación, excavados a través de perforación y voladura de una empresa minera pequeña, operada con métodos empíricos y poco técnicos. Con el fin de obtener un avance superior al 95% se caracterizó el aspecto operacional de las excavaciones, el tipo de macizo rocoso y los explosivos usados, se diseñó y aplicó una malla de perforación con el método de Holmberg y el modelo Kuz-Ram para el control del tamaño de fragmentación en un frente de trabajo. Los resultados muestran un avance del 97.03%, una reducción de \$ 0.07 por metro lineal de perforación y un ahorro de \$18.80 por frente de explotación después de la aplicación de la malla de perforación. El estudio concluye rescatando la importancia de la aplicación de una buena malla de perforación para un avance eficiente, así como el análisis del conocimiento empírico del minero tradicional para un resultado óptimo.

Palabras Claves: Método de Holmberg, modelo Kuz-Ram, malla de perforación, pequeña minería, minería artesanal, optimización.

ABSTRACT

Drilling and blasting are vital operations during underground mining production, they form the basis of the mining cycle and affect not only the production costs, but the general mining costs. This work aims to optimize the drift's advance at a small-scale-mine, excavated through drilling and blasting with empirical and poorly technical traditional methods. In order to obtain a shift advance of more than 95%, the operational aspects of excavation, the rock mass classification and explosives used were characterized, then a drilling pattern using the Holmberg method and Kuz-Ram model for better control of the size product was designed and applied. The results indicate an advance of 97.03% was achieved, there was a \$0.07 reduction by linear meter perforated and a thrift of \$18.80 by drift. This work concludes remarking the importance of a good drill hole pattern for an efficient advance, as well as analyzing and incorporating the empirical knowledge of the traditional miners for an optimum result.

Keywords: *Holmberg method, Kuz-Ram model, drilling pattern, small-scale-mining, artisanal-mining, optimization.*

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN	I
ABSTRACT	II
ÍNDICE GENERAL	III
ÍNDICE DE FIGURAS.....	V
ÍNDICE DE TABLAS	VII
ABREVIATURAS	IX
SIMBOLOGÍA	X
CAPÍTULO 1	1
1. Introducción.....	1
1.1 Descripción del problema	2
1.2 Justificación del problema.....	3
1.3 Objetivos	3
1.4 Marco Teórico	4
CAPÍTULO 2	32
2. Metodología.....	32
2.1 Etapa 1: Recopilación de datos	33
2.2 Etapa 2: Método de Holmberg	35
2.3 Etapa 3: Evaluación y reporte de resultados.....	35
CAPÍTULO 3	38
3. RESULTADOS Y ANÁLISIS	38
3.1 Etapa 1	38
3.2 Etapa 2	57
3.3 Etapa 3	75
CAPÍTULO 4	91
4. Conclusiones y Recomendaciones	91

4.1 Conclusiones.....	91
4.2 Recomendaciones	92
Referencias.....	94
Anexo A	99
A.1 Procedimiento para la obtención de la fórmula de Velocidad Media de Perforación	108
Anexo B	110

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Aportes PIB generados por el Sector Minero en los periodos 2017-2021.	2
Figura 1.2 Mapa de Ubicación de la Sociedad Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario”.	4
Figura 1.3 Vías de Acceso a la Empresa.	5
Figura 1.4 Mapa Geológico de la Sociedad de Producción Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario”.....	6
Figura 1.5 Mapa Geológico de la Zona La Fortuna.....	7
Figura 1.6 Métodos de Explotación Subterránea.	8
Figura 1.7 Método de Explotación CUT AND FILL	8
Figura 1.8 Secuencia Cíclica de las Operaciones Mineras Unitarias (Se resalta las operaciones en las que se centra el proyecto).....	9
Figura 1.9 Acciones Básicas de la Perforación Rotopercutiva.	10
Figura 1.10 Perforadora Manual de Interior de Mina.	11
Figura 1.11 Zonas de Perforación de un Frente de Avance. A (Cuele), B (stopping horizontal y arriba), C (Stopping hacia abajo), D (contorno), E (zapateras).....	13
Figura 1.12 División de los Taladros del Frente de Explotación.....	13
Figura 1.13 Posiciones del Cuele.....	14
Figura 1.14 Esquema General de la Cuña de 4 Secciones	20
Figura 1.15 Geometría para la Voladura Cerca de la Abertura Rectangular.....	22
Figura 1.16 Influencia del Error en Perforación. Fuente: Persson et al., 1994	22
Figura 1.17 Geometría de Voladura para las Zapateras.....	24
Figura 1.18 Factor de reparación para equipos de perforación	29
Figura 2.1 Esquema de la Metodología Empleada	32
Figura 3.1 Representación geométrica de los taladros de alivio, cuele y contra cuele.	39
Figura 3.2 Dimensionamiento de la malla de perforación realizada en un frente de explotación.....	40
Figura 3.3 Taladros y zonas de la malla de perforación ejecutada por la empresa en un frente de explotación.	40

Figura 3.4 Representación de la carga	42
Figura 3.5 Secuencia de encendido en orden ascendente de la malla de perforación empleada en la empresa.	43
Figura 3.6 Estimación del GSI de manera in situ.	49
Figura 3.7 Geometría adecuada del cuele, contra cuele y taladros de alivio.	62
Figura 3.8 Representación de carga de los taladros del cuele y contra cuele. ...	63
Figura 3.9 Representación de la ubicación de taladros de zapateras.	65
Figura 3.10 Representación de carga de los taladros de zapateras.	66
Figura 3.11 Dimensiones de la bóveda de la galería de explotación.	67
Figura 3.12 Geometría final de la perforación para bóveda de la galería.....	68
Figura 3.13 Geometría final de la perforación para paredes de la galería.	69
Figura 3.14 Representación de carga de los taladros de contorno.	70
Figura 3.15 Esquema del dimensionamiento del burden para taladros de la zona de destroza.	71
Figura 3.16 Representación de carga de los taladros de la zona de destroza....	72
Figura 3.17 Malla final de perforación	73
Figura 3.18 Determinación gráfica de la energía específica.....	83

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 3.1 Cantidad de taladros por cada zona del frente de explotación.....	38
Tabla 3.2 Cantidades de NA utilizados en la carga de taladros por zonas de la malla.	41
Tabla 3.3 Cantidades de Emulnor 3000 y mechas utilizadas en la carga de taladros respecto a las zonas de la malla.	41
Tabla 3.4 Distanciamiento considerado con el ancho de los dedos para el encendido de la voladura.	42
Tabla 3.5 RMR ₈₉ de 3 estaciones geomecánicas en paredes del túnel.	44
Tabla 3.6 RMR ₈₉ de 3 estaciones geomecánicas en techo del túnel.	44
Tabla 3.7 Condiciones de las juntas existentes en cada estación geomecánica. Muy Favorable (MF), Favorable (F), Desfavorable (D), Muy desfavorable (MD), malo (M)	46
Tabla 3.8 Resultado de la caracterización geomecánica en paredes de túnel considerando la corrección de la orientación de las juntas.....	47
Tabla 3.9 Resultado de la caracterización geomecánica en techo del túnel considerando la corrección de la orientación de las juntas.....	47
Tabla 3.10 Calificación final del RMR ₈₉ para las 3 estaciones geomecánicas. ...	48
Tabla 3.11 Valores de los parámetros necesarios en la determinación de la constante c por los métodos Lee y Mendoza.....	50
Tabla 3.12 Resultados de parámetros en el índice de volabilidad de Lilly.	51
Tabla 3.13 Tiempos empleados en diferentes perforaciones de un frente de explotación.....	52
Tabla 3.14 Longitud de perforación de algunos taladros del frente de explotación y su eficiencia de perforación.	54
Tabla 3.15 Longitud de taladros quedados y avance de perforación de un frente de explotación.....	55
Tabla 3.16 Propiedades de los explosivos usados en la empresa	56
Tabla 3.17 Especificaciones de equipos	56
Tabla 3.18 Costos de personal e insumos	56
Tabla 3.19 Tabla de iteraciones para la determinación del Burden del primer cuadrángulo.	60

Tabla 3.20 Valores de B real y práctico para el tercer y cuarto cuadrángulo.	61
Tabla 3.21 Parámetros iniciales necesarios en el dimensionamiento de los taladros de zapateras.	63
Tabla 3.22 Cantidad final de taladros.....	73
Tabla 3.23 Valores de parámetros para el cálculo del índice de uniformidad (n) en la destroza, contorno y zapateras.	74
Tabla 3.24 Valores Predictivos de Fragmentación.....	75
Tabla 3.25 Variables necesarias para la determinación de los parámetros individuales del cálculo total de perforación.....	76
Tabla 3.26 Detalles de costos de mano de obra.....	77
Tabla 3.27 Especificaciones del motor del compresor.....	77
Tabla 3.28 Tiempos operativos después de la aplicación del método	78
Tabla 3.29. Avance después de la Aplicación del Método.....	80
Tabla 3.30 Pesos individuales de las muestradas usadas en laboratorio	80
Tabla 3.31 Golpes utilizados y peso del pasante.....	81
Tabla 3.32 Pruebas adicionales de golpeo	81
Tabla 3.33 Valores individuales por cartucho de explosivo	85
Tabla 3.34 Carga de NA	85
Tabla 3.35 Carga de Emulsión	85
Tabla 1 Carta para determinación del RMR ₇₆ . Fuente: Warren, 2016.....	99
Tabla 2 Clasificación Geomecánica de Macizos Rocosos RMR ₈₉ . Fuente: Zhang, 2017.....	101
Tabla 3 Tabla de Estimación UCS en campo. Fuente: Cañapataña-Ccora, 2019; Hack & Huisman, 2002 y Ynquilla, 2018	103
Tabla 4 Tabla de puntajes para el BI. Fuente: Rebolledo, 2018.....	104
Tabla 5 Tabla Corregida de Lilly para Labores Subterráneas. Fuente: Cayetano, 2014.....	105
Tabla 6 Tabla de variables necesarias requeridas para la implementación del método de Holmberg.	110
Tabla 7 Tabla de variables necesarias para la obtención de la constante de roca c.	111
Tabla 8 Tabla de variables necesarias para el análisis de costos.....	112

ABREVIATURAS

BI	Índice de volabilidad de Lilly
ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral
GSI	Geological Strength Index (Índice de resistencia geológica)
HD	Dureza de la roca
JPO	Orientación de los planos principales
JPS	Espaciamiento promedio entre plano de juntas
PIB	Producto Interno Bruto
RMD	Descripción del macizo rocoso
RMR	Rock Mass Rating (Clasificación geomecánica del macizo rocoso)
RQD	Rock Quality Designation (Designación de la calidad de la roca)
SGI	Influencia del peso específico
UCS	Resistencia a la compresión uniaxial

SIMBOLOGÍA

\$	Dólares Americanos
\$/avance	Dólares por avance
\$/h	Dólares por hora
\$/kg	Dólares por kilogramo
\$/L	Dólares por litro
\$/m	Dólares por metro
\$/b	Dólares por metro cúbico
\$/mlp	Dólares por metro lineal de perforación
B	Burden
c	constante de roca
C.E.	Consumo Específico de explosivos
cm	centímetros
cm/min	centímetros por minutos
cm ³	Centímetros cúbicos
d	Diámetro de los taladros
dx	Diferencial de x
e	exponencial
E	exponencial
F	Desviación máxima de perforación
f	Factor de fijado
g	gramos
γ	Angulo de desviación en zapateras
g/cc	gramos por centímetros cúbicos
H	Profundidad del taladro
h	horas
hb	Longitud de carga de fondo
hc	Longitud carga de columna
in ²	pulgadas cuadradas
Kcal/Kg	Kilocalorias por kilogramos
kg	Kilogramos
kg E3000/taladro	Kilogramos de emulnor por taladro
kg NA/taladro	Kilogramos de Nitrato de Amonio por taladro
kg/m	Kilogramos por metro
kg/m ³	Kilogramos por metro cúbico
kg/taladro	Kilogramos por taladro
kgf	Kilogramos Fuerza
kgf-m/cm ³	Kilogramos fuerza metro por centímetros cúbicos
kgf-m/min	Kilogramos fuerza metro por minutos
l	Concentración de carga
L/h	Litros por hora
Le	Longitud efectiva
Lp	Longitud de perforación

m	metros
m/h	Metros por hora
m/s	metros por segundos
m ³	metros cúbicos
m ³ /kg	metros cubicos por kilogramos
mE3000	Masa de Emulnor 3000
min	minutos
mlp	metros lineales de perforación
mm	milímetros
MPa	Megapascales
n	Índice de uniformidad
NA	Nitrato de Amonio
Pm	Potencia de perforadora
Qe	Carga del explosivo
Re	Rendimiento de transmisión de energía
S	Espaciamiento
s	segundos
∫	Integral
SAnfo	Gravedad específica del explosivo relativa al Anfo
SLFB	Peso específico respecto a la dinamita.
tm	tiempos muertos
VM	Velocidad media de perforación
Vp	Velocidad de penetración
X50	Valor medio de fragmentación
Xc	Valor crítico de fragmentación
α1	Desviación angular
α2	Desviación del collarín
λ	Número de discontinuidades
π	Pi (3.1416)
pe	Densidad del explosivo
pr	densidad de la roca
φ	Diámetro del taladro de alivio

CAPÍTULO 1

1. Introducción

Para la instalación exitosa de un proyecto minero es necesario el desarrollo de diferentes etapas que satisfagan los requerimientos estandarizados como el Código JORC (2004), SAMREC (2009) o el NI 43-101 (2011). Sin embargo, los costos para llevar a cabo dichas etapas son muy altos y si bien, en proyectos a larga escala estos costos se diluyen con el gasto general, son inasequibles para las pequeñas empresas mineras y artesanales (Seccatore, Marin, et al., 2014). ~~Dado~~ que a raíz de su propia limitación financiera tienden a ser víctimas de una mala práctica en las diferentes operaciones unitarias de la extracción mineral, limitando la eficiencia de extracción, degradando el medio ambiente, aumentando las situaciones de riesgo laboral (Sánchez et al., 2016) y desencadenando un efecto de incertidumbre y rechazo en la población sobre las prácticas mineras en general. Los efectos van desde consultas populares en contra de la actividad minera (Montaño, 2021) hasta conflictos sociales que involucran hechos violentos (Warnaars, 2012).

Las explotaciones mineras a pequeña escala a pesar de su baja productividad y eficiencia conservan su rentabilidad debido al alto precio de sus commodities (generalmente oro) en el mercado (Seccatore, Magny, et al., 2014). Así, en Ecuador el aporte al PIB por parte de la minería esperado hasta finalizar el año 2021 es del 4% con un aproximado de \$10000000, con una participación de la pequeña minería como se muestra en la Figura 1.1 (Illescas, 2018). Por ello, la optimización de los procesos dentro de las minas a pequeña escala y artesanales es esencial para no solamente aumentar la eficiencia de minado (cuya implicación directa es la económica), sino también mitigar de manera indirecta las diferentes implicaciones negativas que aquejan a la pequeña minería.



Figura 1.1 Aportes PIB generados por el Sector Minero en los periodos 2017-2021.

Fuente: Illescas R., 2018.

El presente trabajo comprende la optimización del proceso de perforación y voladura dentro de La Sociedad de Producción Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario”; una mina a pequeña escala que presenta los diferentes problemas que conlleva la ausencia de métodos técnicos de perforación y voladura, y que es común en algunas minas de este tipo. Para ello, se hace uso de un método técnico como el Método de Holmberg y otras aplicaciones y conceptos ingenieriles, presentando así un mejor escenario para el desarrollo tanto económico como operacional de la empresa y sirviendo como referencia para dar a conocer las bondades que implica desarrollar una minería técnica y responsable.

1.1 Descripción del problema

Las operaciones de perforación y voladura de la Sociedad Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario” se han realizado de manera empírica desde prácticamente el inicio de sus actividades, con casi inexistentes criterios ingenieriles, técnicos o la utilización de un modelo matemático en el diseño de la distribución geométrica de los taladros de perforación que se realizan en los frentes de explotación. Además, el diseño de la malla de perforación se las realiza de forma empírica, rústica, sin cálculo alguno; lo que produce resultados poco óptimos, por ello, pretendemos optimizar de mejor manera este

proceso de perforación y voladura, implementando el modelo matemático de Holmberg y otras consideraciones ingenieriles en el diseño de la malla de perforación.

1.2 Justificación del problema

El presente proyecto surge de la necesidad que presenta la Sociedad Minera “Los Caprichoso Reina del Rosario” en la forma de realizar la perforación y voladura en los frentes de explotación, ya que al ser la primera de las operaciones mineras que se realizan en el proceso de extracción mineral requiere de un análisis profundo y técnico. Una mejora en el diseño de la malla de perforación para la distribución adecuada de los taladros realizados en los frentes de explotación, así como la adecuada utilización de los explosivos aumenta la productividad y eficiencia laboral, disminuye los costos de inversión, incrementando la utilidad de la empresa y mejorando la seguridad laboral al reducir los riesgos que presenten tanto para la perforación y voladura como para las actividades posteriores a ella.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo General

Optimizar el proceso de perforación y voladura efectuado en la Sociedad Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario”, a través de la implementación del modelo matemático de Holmberg para el mejoramiento de los aspectos económicos, productivos y operativos implicados en el avance de las galerías.

1.3.2 Objetivos Específicos

- Analizar el proceso que se efectúa durante la realización de la perforación y voladura mediante la toma de datos in situ.
- Recopilar datos representativos como tiempos, cantidad de explosivos, longitud de avance, entre otros, a través de una plantilla de datos sobre las variables necesarias.
- Diseñar la malla de perforación de un frente de explotación implementando el modelo matemático de Holmberg.

- Validar la propuesta de optimización del proceso de perforación y voladura mediante la evaluación de la eficiencia de los resultados obtenidos desde el punto de vista económico, operativo y de seguridad.

1.4 Marco Teórico

1.4.1 Zona de estudio

1.4.1.1 Ubicación del área de estudio

La sociedad de producción minera “Los Caprichosos Reina del Rosario” se encuentra ubicado en el cantón Camilo Ponce Enríquez, parte occidental de la provincia de Azuay. Aproximadamente en las coordenadas UTM: Zona 17S, 652026.28 m E, 9664953.08 m S (Figura 1.2).

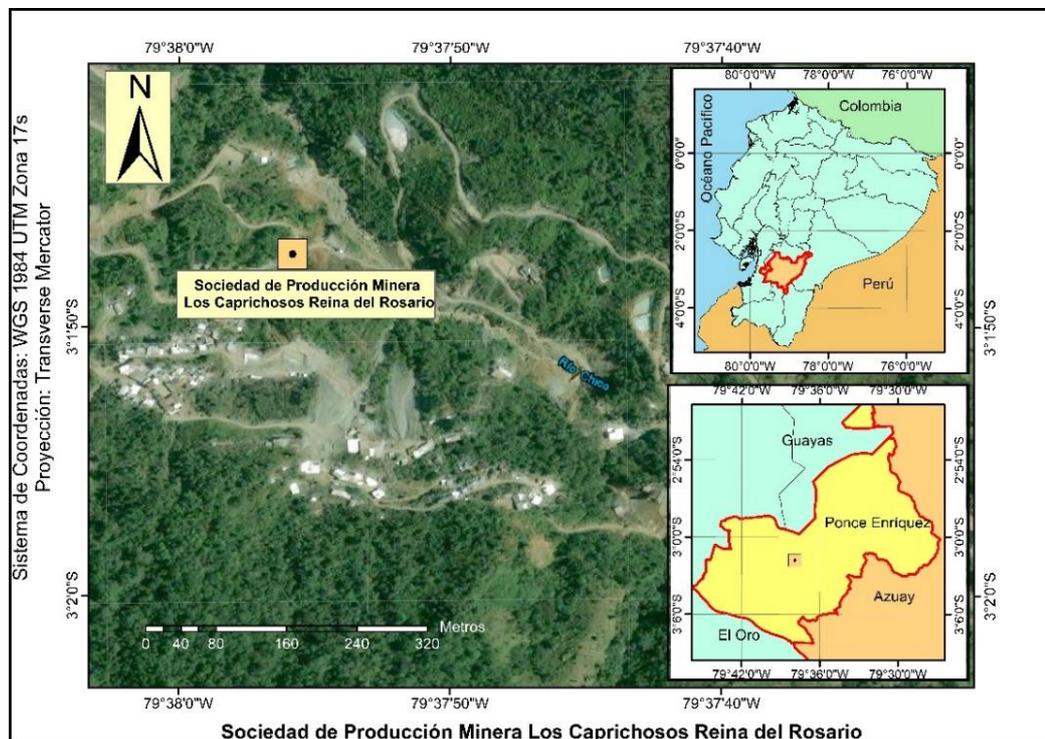


Figura 1.2 Mapa de Ubicación de la Sociedad Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario”.

1.4.1.2 Vías de acceso

La principal vía de acceso es la Troncal de la costa que conecta a Guayaquil y Machala hasta el cruce en la vía a Zhumiral para luego tomar rutas por vías de segundo orden y senderos hasta llegar a las instalaciones de la sociedad minera. El trayecto tiene

una duración aproximada de 5 horas considerando el punto de partida el terminal terrestre de Guayaquil (Figura 1.3).

Guayaquil- Zhumiral (130 Km)

Zhumiral-La Fortuna (20 Km)

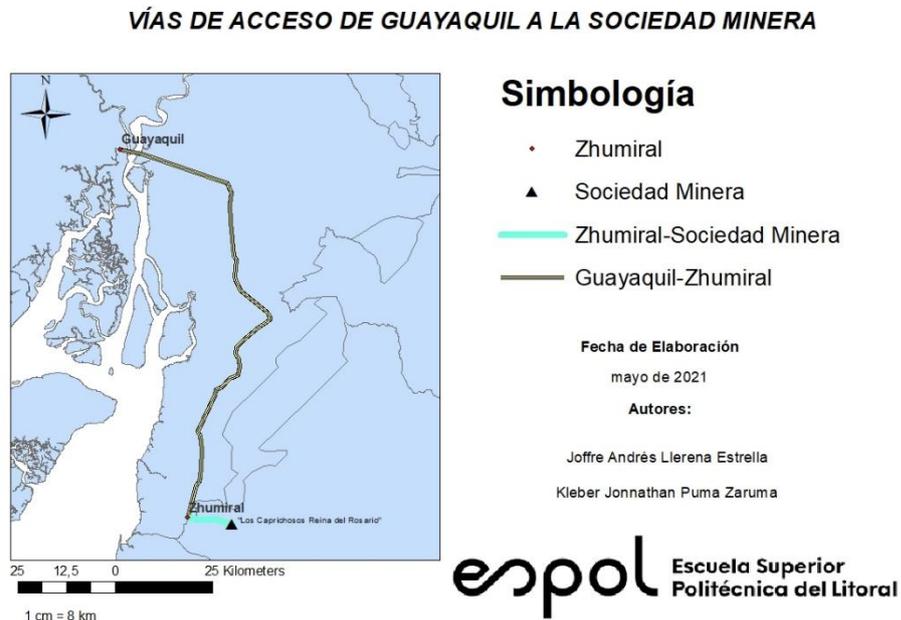


Figura 1.3 Vías de Acceso a la Empresa.

1.4.1.3 Hidrografía y clima

La Sociedad Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario” cuenta con una fuente hidrográfica cercana, la cuenca del Río Chico al norte de la empresa (Ver Figura 1.4). El sector posee un clima tropical de sabana con temperaturas que oscilan entre los 23° C y 28° C. De enero a mayo es el periodo con mayor precipitación de la zona que representan el mayor porcentaje de la precipitación anual que es de 1626 mm. Además, tiene un 86% de humedad media.

1.4.2 Geología

1.4.2.1 Geología Regional

En el contexto geológico, el proyecto minero se encuentra ubicado dentro de la Unidad Pallatanga, cuya litología principal comprende basaltos y volcano-sedimentos, como se observa en la Figura 1.4

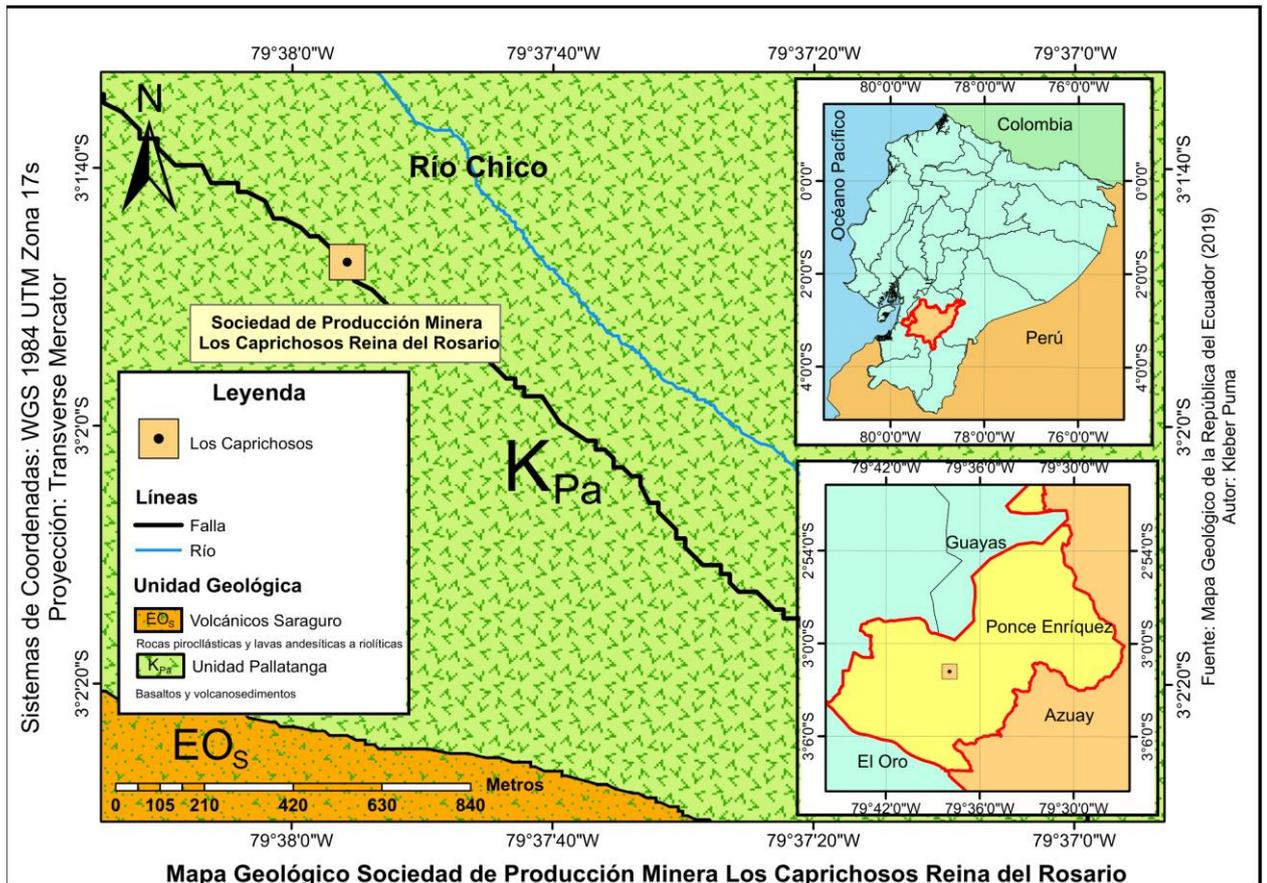


Figura 1.4 Mapa Geológico de la Sociedad de Producción Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario”.

- **Unidad Pallatanga:** Data del Cretácico (Campaniano), según Armijos (2017) esta unidad se encuentra constituida “por basaltos oceánicos toleíticos de afinidad MORB (...). La unidad se interpreta como alóctona; muy probablemente es una secuencia ofiolítica incompleta y desmembrada, que representa fragmentos de piso oceánico acrecionados al continente sudamericano en el cretácico tardío” (p. 20).

1.4.2.2 Geología Local

De acuerdo con Estupiñán (2002) la zona de la Fortuna sur (en donde se localiza la empresa) está compuesta principalmente por lavas almohadillas basálticas, unidades de brechas volcanoclásticas basáltico andesíticas y microgabros masivos (ver Figura 1.5).

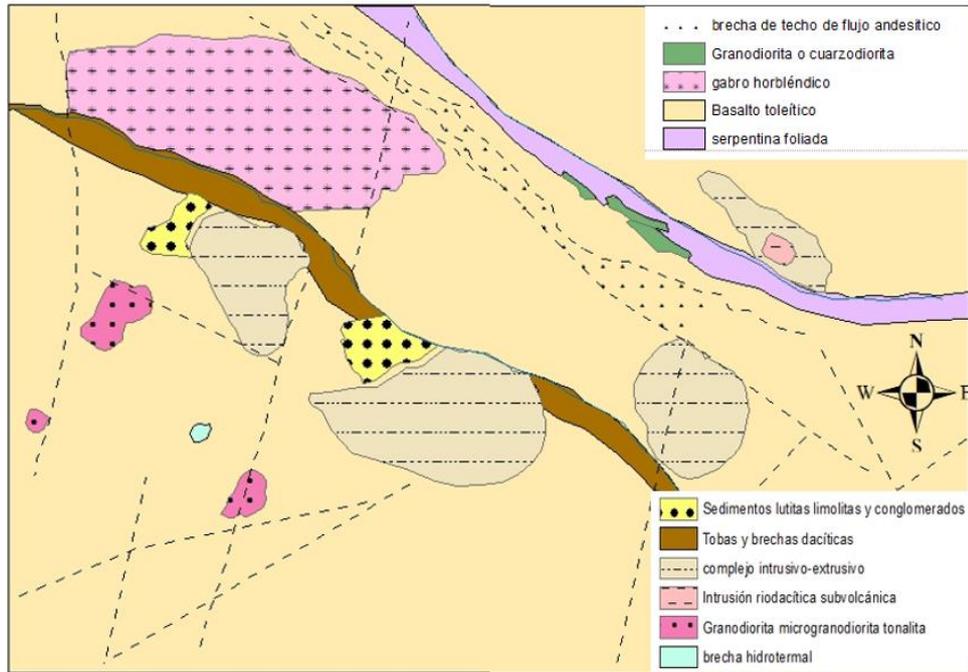


Figura 1.5 Mapa Geológico de la Zona La Fortuna. Adaptado de: Estupiñán, 2002.

1.4.3 Tipo de explotación

El desarrollo de la minería metálica obedece principalmente a dos tipos de minería; minería superficial (o a cielo abierto) y minería subterránea, existiendo diferentes métodos para la explotación según el tipo de minería.

Minería subterránea

Es un tipo de recuperación mineral que se efectúa debajo de la superficie dadas las condiciones de potencia (profundidad) de las vetas. Hace uso de túneles tanto horizontales (galerías), verticales (pozos y chimeneas) e inclinados (rampas) para el acceso y extracción de minerales (Casper, 2007) que se excavan con la ayuda generalmente de explosivos, a través de los procesos unitarios denominados Perforación y Voladura para el rompimiento de roca (Brady & Brown, 2005; Hartman, 1987).

Métodos de explotación subterránea.

El esquema de la Figura 1.6; *Error! No se encuentra el origen de la referencia.* muestra los métodos de explotación que pueden aplicarse a la minería subterránea.

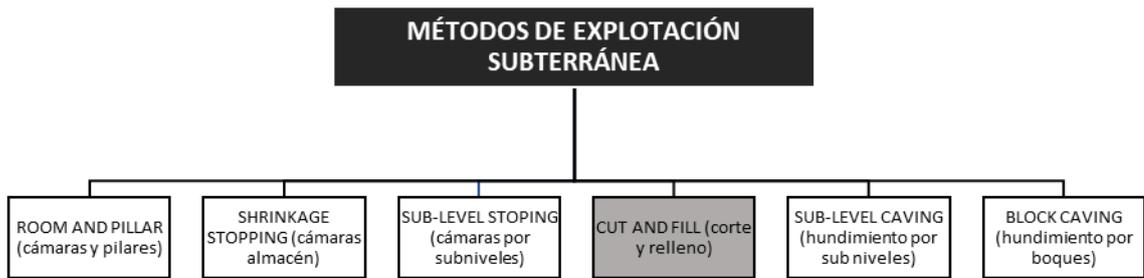


Figura 1.6 Métodos de Explotación Subterránea.

En la Sociedad Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario”, el método de explotación subterránea que realizan es **CUT AND FILL** (corte y relleno). Este método consiste en la excavación de tajos horizontales de manera ascendente y secuencial. Si los frentes de extracción están por encima de la galería principal, el mineral extraído se transporta por buzones hasta llegar nivel cero y posteriormente por galerías de transporte hasta la superficie Figura 1.7. El material estéril conocido como roca caja se utiliza para rellenar el espacio vacío resultado de la extracción completa de una franja de mineral sirviendo como sostenimiento de las paredes o piso del lugar de trabajo (Instituto de Investigación Geológico y Minero [IIGE], 2018).

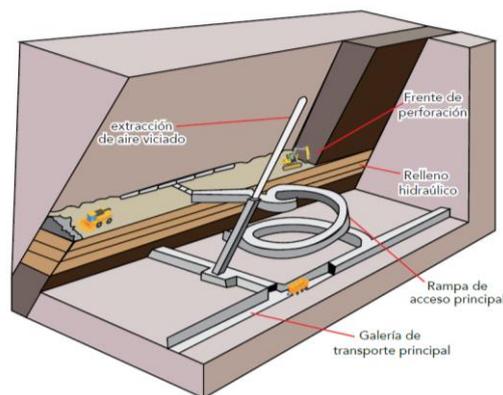


Figura 1.7 Método de Explotación CUT AND FILL. Fuente: Instituto de Investigación Geológico y Minero [IIGE], 2019.

Una variación de esta técnica es aplicada en la Sociedad Minera debido a las condiciones del yacimiento, puesto que, es una mineralización vetiforme con altas leyes en ciertos sectores y gracias a que este método permite tener una buena recuperación de las reservas y selectividad de los minerales útiles y estériles. Las desventajas del

método es su discontinuidad en la extracción y los volúmenes de mineral arrancado son relativamente bajos.

1.4.4 Operaciones mineras

Una adecuada explotación minera, es decir, la separación física de los minerales de su ambiente natural y transporte hacia las zonas de procesamiento debe cumplir la ejecución de ciertas actividades unitarias denominadas operaciones mineras.

Estas operaciones unitarias se las realiza de manera cíclica (Figura 1.8) en una jornada diaria laboral, misma que en general cumple tiempos y horarios que pueden variar dependiendo del tipo de labor subterránea que se desea realizar (pozo, socavón, calicata, galería, buzón, etc.) (Borísov et al., 1976).

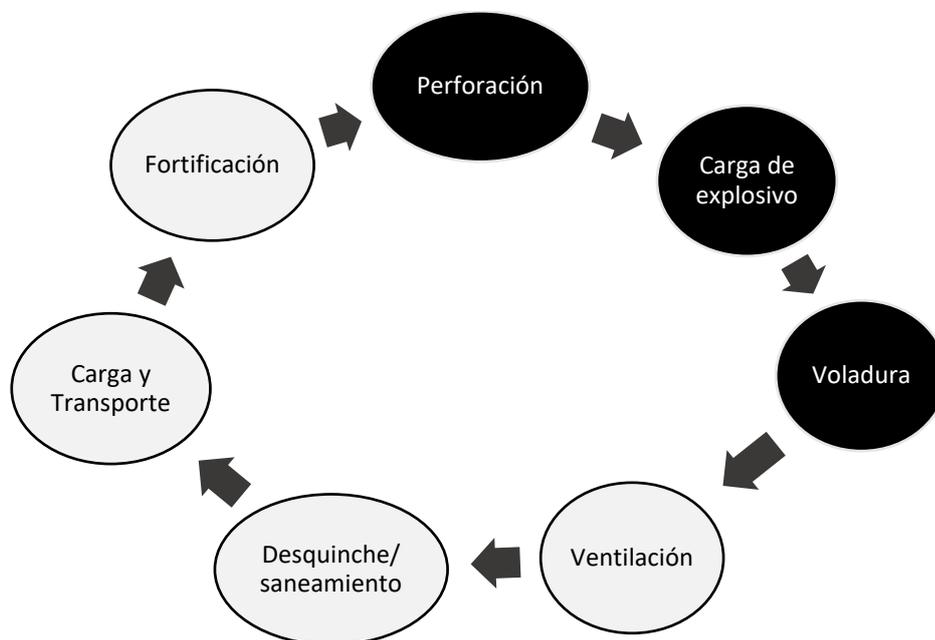


Figura 1.8 Secuencia Cíclica de las Operaciones Mineras Unitarias (Se resalta las operaciones en las que se centra el proyecto).

Perforación

Si se definiera un orden de ejecución de las diferentes operaciones mineras, esta sería la primera en ejecutarse, puesto que, para poder fragmentar una porción del macizo rocoso se deben producir espacios vacíos (orificios) con una distribución y geometría

específica dentro de la roca, en donde se alojen los materiales explosivos e iniciadores (IIGE, 2019; López Jimeno, 2003).

Perforación Rotopercutiva: La perforación rotopercutiva se compone básicamente de las acciones: percusión (golpeo del pistón a la varilla) y rotación (giro de la broca en el impacto), acompañado de un empuje (para mantener un contacto constante con la roca) y barrido (fluido con el que se extraen los detritos) (López Jimeno, 2003), como se ilustra en la Figura 1.9.

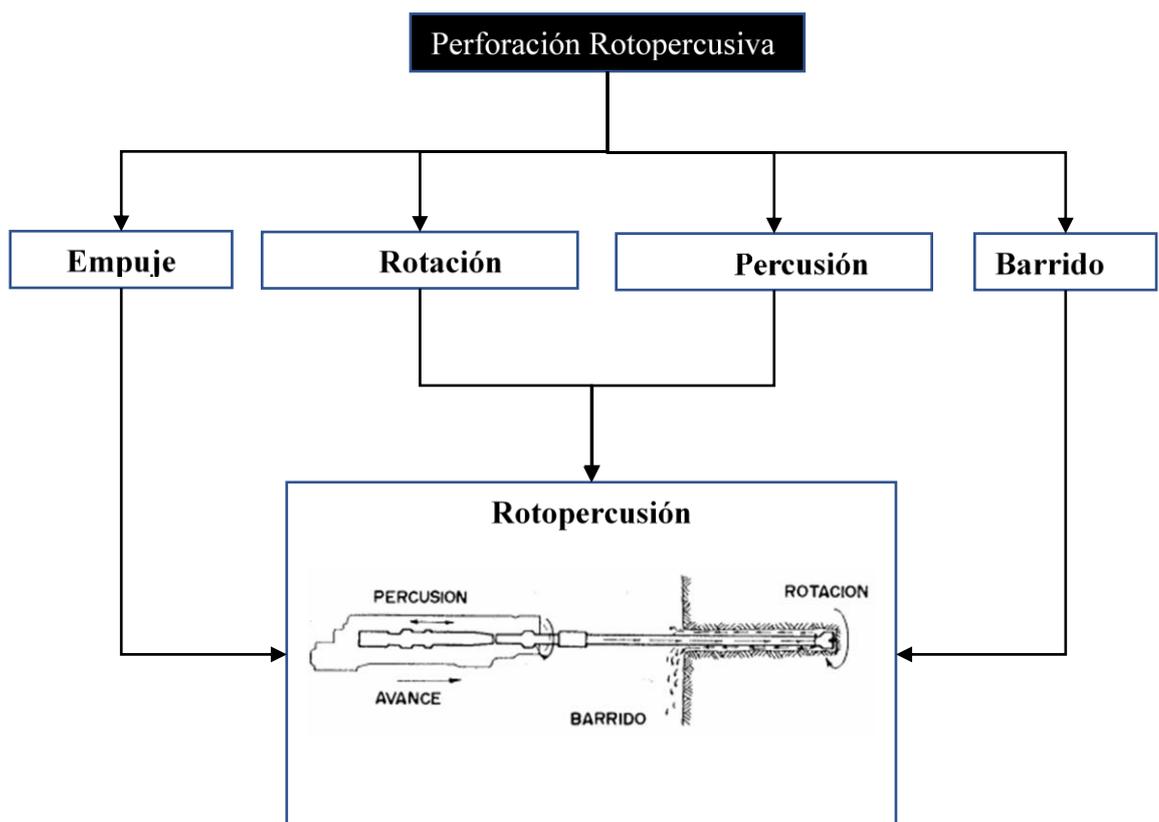


Figura 1.9 Acciones Básicas de la Perforación Rotopercutiva. Fuente: Autores 2021 y López Jimeno, 2003.

Tipos de Perforación Rotopercutiva: Según López Jimeno (2003), los equipos para la perforación rotopercutiva se dividen principalmente en:

- **Martillo en fondo:** la rotación se realiza fuera del barreno, sin embargo, la percusión se realiza de manera directa en la broca.

- **Martillo en cabeza:** tanto la rotación como la percusión se realizan fuera del barreno y se transmiten a través de una espiga y varillaje hacia la broca. Pueden usarse tanto martillos neumáticos como hidráulicos.

Tipos de perforadoras: De acuerdo con López Jimeno (2003), si se considera una perforación rotopercutiva se encuentran principalmente tres tipos:

- **Perforadoras Neumáticas:** el aire comprimido es el que acciona al martillo.
- **Perforadoras Hidráulicas:** a través de un sistema de bombas se suministra aceite para el movimiento del martillo.
- **Perforadoras Manuales.-** Pueden ser tanto de exterior como de interior, si se trata de perforadoras de interior (Figura 1.10), estas poseen una empuñadura cerrada para una sola mano, son accionadas de manera neumática generalmente con un agua como fluido de barrido, siendo indispensable garantizar que la presión de agua sea menor a la del aire para evitar inundar al martillo si el barrido se realiza de esta manera (López Jimeno, 2003).

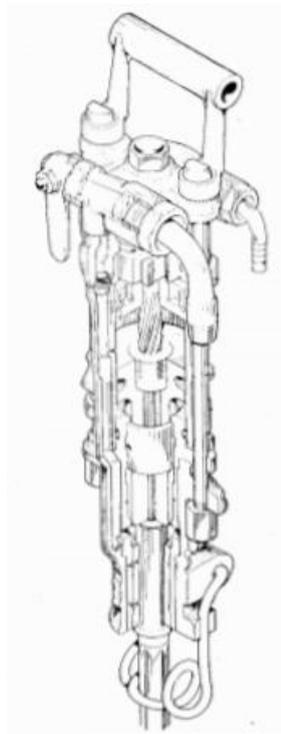


Figura 1.10 Perforadora Manual de Interior de Mina. Fuente: López Jimeno, 2003.

Carga de explosivos

Se ejecuta una vez ha finalizado la operación de perforación. Su adecuada ejecución influirá en la efectividad que tendrá la voladura. Los explosivos comúnmente más utilizados en minería subterránea a pequeña escala es la emulsión que es un agente químico en forma de gotas compuesto por nitrato de amonio disuelto en agua y rodeadas de un combustible (Lozano, 2015). La carga de explosivos se la realiza considerando la carga de fondo, la carga de retacado y carga de columna.

Voladura

La voladura efectuada en minería subterránea es mucho más compleja que la realizada a cielo abierto, y su complejidad recae en el número de frentes de ataque libres que existen, puesto que para subterránea solo existe una superficie libre de salida y corresponde al mismo frente de ataque (Quispe, 2014).

1.4.5 Zonas de la sección de perforación

Para facilitar los cálculos de carga es conveniente dividir el área de voladura en cinco partes como se muestra en la Figura 1.11 (Persson et al., 1994). Cada una de las partes posee diferentes exigencias relacionadas con la densidad de perforación, la carga específica del explosivo y la secuencia de encendido. Sin embargo, para un mejor entendimiento, esta división se puede realizar como se muestra en la Figura 1.12 y se detallará este tipo de división en las siguientes secciones.

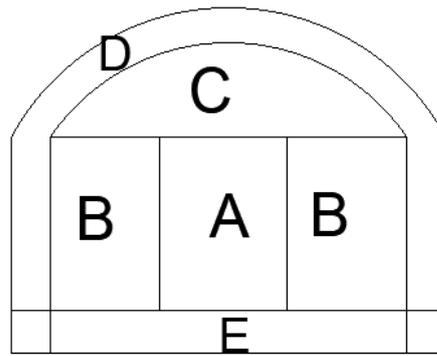


Figura 1.11 Zonas de Perforación de un Frente de Avance. A (Cuele), B (stopping horizontal y arriba), C (Stopping hacia abajo), D (contorno), E (zapateras). Adaptado de Persson et al., 1994.

Figura 1.12



Figura 1.12 División de los Taladros del Frente de Explotación. Fuente: IIGE, 2019.

Cuele

También denominado arranque, es la zona que se dispara primero creando una primera abertura en el macizo rocoso dando libertad para que la roca pueda escapar facilitando su desprendimiento. Usualmente se la ubica en el centro de la cara libre de perforación, aunque su posición puede variar según las necesidades (Figura 1.13):

- El cuele colocado en A, requiere menos barrenos perforados, pero el desplazamiento de la roca fragmentada dentro del túnel será pobre, debe alternarse entre A y B (izquierda y derecha) para evitar perforar taladro de voladuras previas.

- Con el cuele en C se obtiene mejor movimiento hacia adelante del material fragmentado y se minimiza el lanzamiento
- En D se tendrá un mejor lanzamiento.

La posición de la cuña influye la cantidad de lanzamiento, número de barrenos perforados y el costo total por metro cúbico (Konya & Albarran, 1998). Su influencia es importante pues de ella dependerá la fragmentación del macizo rocoso, la proyección de los escombros, así como el número de taladros. Además, su ubicación en la malla de perforación puede ser: en un rincón, centrada inferior o centrada superior siendo esta última la que más se ejecuta por sus beneficios: evita la caída libre del material, logra que los escombros originados sean más compactos, mejor fragmentados y más tendidos (Loza, 2013).

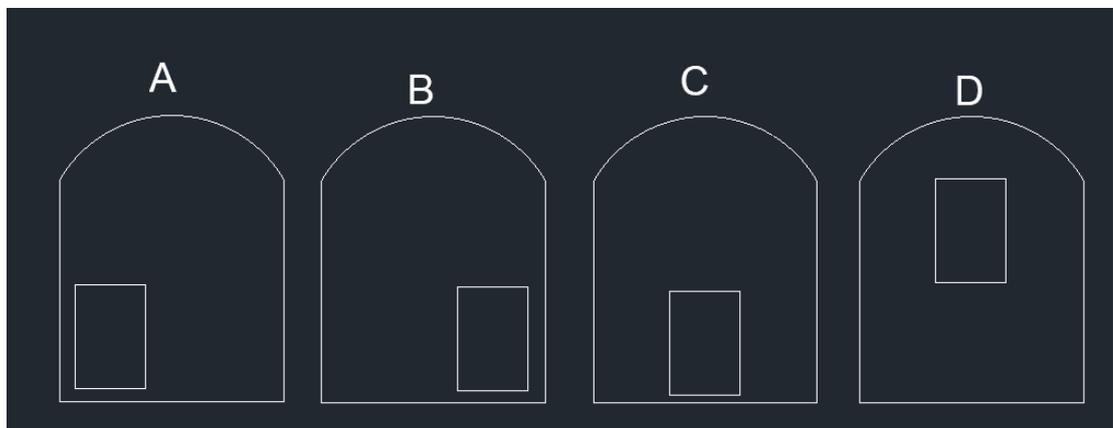


Figura 1.13 Posiciones del Cuele. Adaptado de Konya & Albarran (1998).

Una vez que se ha creado una cara libre con la ayuda del cuele, esta se expande con la ayuda del contra cuele. Según Konya & Albarran (1998): Si los barrenos de una cuña rompen un volumen mayor al que puede caber dentro del volumen del cráter creado previamente, la cuña se *congela*, lo que significa que se bloquea por la roca que no puede ser expulsada. Si esto ocurre, el alivio paralelo al eje de los barrenos se pierde y los barrenos no podrán romper adecuadamente. De hecho, estos empezarán a escopetearse fisurando la roca adyacente, pero sin permitir que el mecanismo de falla por cortante cause la fragmentación en la tercera dimensión. Por lo tanto, en la cuña misma las distancias deben ser diseñadas y barrenadas con precisión. El tiempo de retardo debe ser suficientemente lento

para permitir que la roca empiece a ser expulsada del frente antes de que se disparen los barrenos subsecuentes. (p. 209)

Destroza

Es la parte de mayor extensión que tiene la sección de voladura y para que su ejecución sea eficaz dependerá del éxito que tenga la zona de cuele y contra cuele que son las zonas críticas de la voladura ya que se volará inmediatamente después de las ayudas.

Zapatera

Son las perforaciones efectuadas en el piso del frente de explotación (a ras del suelo) cuyos taladros extremos generalmente son abiertos e inclinados hacia afuera con la finalidad de otorgar libertad a la perforación del siguiente avance (Laboratorio Oficial José María de Madariaga [LOM], 2015).

Contorno

También conocido como taladros perimetrales son aquellos que definen la forma final de la labor minera y su disposición es hacia el interior del macizo rocoso con el fin de dejar espacio a las perforaciones de emboquille y avance, además, el espaciamiento entre taladros es reducido (Loza, 2013).

1.4.6 Geomecánica

Los macizos rocosos poseen diferentes características físicas que los diferencian a unos de otros y que se deben tener en cuenta al realizar excavaciones (u otros trabajos) en ellos, por ello la caracterización geomecánica del macizo rocoso constituye un punto clave de partida para cualquier trabajo sobre macizos rocosos.

RMR

Las excavaciones de galerías subterráneas se realizan en diferentes direcciones y alturas, por lo que conviene usar el RMR₇₆, omitiendo así la corrección de la orientación de las juntas (Hughes et al., 2017), la caracterización de los diferentes parámetros se

encuentra en la Tabla 1-Anexo A. Sin embargo, si la excavación se realiza en un solo sentido, conviene utilizar el RMR_{89} , caracterizado por la Tabla -Anexo A.

RQD

La cantidad de discontinuidades que aparecen en un macizo rocoso pueden expresarse por la frecuencia de discontinuidad λ (número de discontinuidades intersecadas sobre una línea de medición/unidad de longitud de la línea de medición). Y la manera en que los puntos de intersección de las discontinuidades se toman en cuenta para el valor del RQD, cuyo valor es el porcentaje de la línea de medición cuyas longitudes de roca intacta superan los 0.1 m, pudiendo determinarse a través de la Ecuación (1.1 (Hudson & Priest, 1979):

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1) \quad (1.1)$$

La línea de medición no se restringe solamente a líneas rectas, por lo que es posible usar cualquier línea, entre ellas círculos, siendo la ventaja de estos últimos la eliminación del sesgo direccional (Zhang, 2017).

GSI

El índice de resistencia Geológica puede evaluarse de manera visual haciendo uso de la carta de la Figura A-Anexo A.

UCS

La resistencia a la compresión uniaxial de la roca puede obtenerse de manera sencilla y con buenos resultados con métodos de impacto ya sea con un martillo, navaja, etc. (Hack & Huisman, 2002), en la Tabla 3-Anexo A se muestran valores típicos con el impacto de un martillo geológico.

Constante de roca c

Este factor es también llamado índice de volabilidad de la roca y relaciona la cantidad de explosivo (kg) necesarios para volar un volumen de 1 m³ de roca. Existen diversos métodos para fijar el valor de c, Persson et al. (1994) y Langefors & Kihlström

(1963) recomiendan un valor de $c=0.4$ para cualquier roca fisurada desde arenisca a granito.

Por otra parte, Lee et al. (2005) a través de una serie de análisis de correlación lineal entre el RMR y c , proponen la Ecuación (1.2 para el cálculo de c :

$$c = 5.73 \times 10^{-3}RMR + 0.057 \quad (1.2)$$

También puede usarse el modelo sueco según la Ecuación (1.3 (Mendoza et al., 2020):

$$c = 0.8784(C.E.) + 0.052 \quad (1.3)$$

donde C.E. es el consumo específico de explosivos que puede encontrarse siguiendo la Ecuación (1.4:

$$C.E. = \frac{0.56\rho_r \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}} \quad (1.4)$$

Un método más complejo, pero más eficaz es utilizar el factor de volabilidad de Lilly corregido para labores subterráneas (Cayetano, 2014; Poma et al., 2020), como muestra la Ecuación (1.5:

$$c = \frac{0.004BI \times 900}{Energía\ del\ explosivo} \quad (1.5)$$

donde BI es el índice de volabilidad de Lylli que se encuentra usando la Ecuación (1.6:

$$BI = 5(RMD + JPS + JPO + SGI + HD) \quad (1.6)$$

donde:

RMD= descripción del macizo rocoso, según los sistemas de discontinuidades

JPS= espaciamiento promedio entre planos de juntas o fracturas

JPO= orientación de los planos principales de las juntas

SGL= influencia del peso específico

HD= dureza de la roca estimada a partir de la escala de golpes de martillo (UCS)

Los diferentes valores para los parámetros mencionados se pueden observar en la Tabla -Anexo A

Sin embargo, es necesario ajustar la Tabla -Anexo A en los requerimientos subterráneos y a los criterios de Bienawski (Cayetano, 2014).

1.4.7 Método de Holmberg

Para una mejor comprensión del método, se dividió en 8 pasos que se detallan en las siguientes secciones.

Paso 1: División del frente de explotación

Se empieza dividiendo el frente de perforación como se detalla en la sección 1.4.5, deben de tomarse en cuenta ciertos aspectos para cada una de las divisiones.

La operación más importante durante el proceso de voladura es el desarrollar una cara libre en la roca, esto se logra a través de la creación de una abertura en el frente. Este es el objetivo del cuele (Persson et al., 1994), si no se logra crear una cara libre la voladura es un fracaso.

Los taladros del cuele y contra cuele se colocan de tal manera que al iniciarse la secuencia de disparo se cree una abertura que se expanda hacia afuera hasta que actúen los taladros de la destroza, dichos taladros pueden perforarse de manera que se formen una serie de cuñas (corte en V), abanico (corte en abanico) o de manera paralela con un taladro central vacío. La elección del tipo de corte depende del equipo de perforación, dimensión del túnel y avance esperado. Sin embargo, para túneles estrechos es recomendable usar taladros paralelos, pues no existe el espacio suficiente para crear ángulos en V (Persson et al., 1994).

Paso 2: Avance

Se encuentra restringido por el diámetro del taladro de alivio y por las desviaciones de los taladros más pequeños, debe usarse la totalidad de profundidad del taladro. El proceso puede volverse muy caro si el avance es menor al 95% del taladro perforado. La profundidad H del taladro puede encontrarse con la Ecuación (1.7:

$$H = 0.15 + 34.1\phi - 39.4\phi^2 \quad (1.7)$$

Donde ϕ es el diámetro del taladro de alivio expresado en metros.

El avance I para un 95% de avance puede encontrarse a través de la Ecuación(1.8:

$$I = 0.95 H \quad (1.8)$$

Sin embargo, puede calcularse un diámetro equivalente si se usan más de un taladro de alivio a través de la Ecuación (1.9:

$$\phi = d\sqrt{N} \quad (1.9)$$

Con N siendo el número de taladros de alivio y d el diámetro de los taladros mencionados.

La geometría general tanto para el cuele como para el contra cuele se muestra en la Figura 1.14.

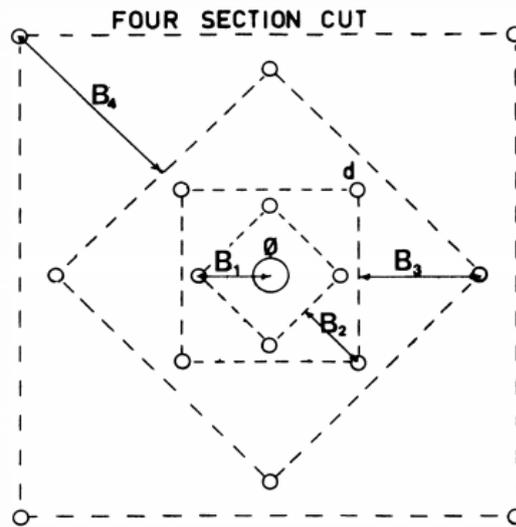


Figura 1.14 Esquema General de la Cuña de 4 Secciones. Fuente: Persson et al., 1994.

Paso 3: Burden (o bordo) del primer cuadrángulo

La distancia entre los taladros en el primer cuadrángulo no debe exceder 1.7 veces el diámetro ϕ del taladro vacío. Las condiciones de fragmentación rocosa difieren dependiendo del tipo de explosivo, estructura de la roca y la distancia entre el taladro cargado y el taladro vacío.

Si la desviación máxima del taladro es de la magnitud del 0.5-1%, el burden B_1 para el contra cuele debe ser menor al burden máximo $B_{m\acute{a}x}$ de 1.7ϕ y se encuentra a través de la Ecuación (1.10):

$$B_1 = 1.5\phi \quad (1.10)$$

Si la desviación es mayor al 1%, el B_1 se debe reducir aún más y se calcula en base a la Ecuación (1.11):

$$B_1 = B_{m\acute{a}x} - F \quad (1.11)$$

Donde F es la desviación máxima de perforación (Persson et al., 1994) o error de perforación (Vasquez & Arauzo, 2021) que puede encontrarse a través de diferentes expresiones matemáticas, como las Ecuaciones (1.12 y (1.13:

$$F = (\alpha_2 H + \alpha_1) \phi \quad (1.12)$$

Donde α_2 es la desviación angular en m/m, H es la profundidad del taladro en metros y α_1 es la desviación del collarín en metros.

$$F = B_{m\acute{a}x}(0.1 \pm 0.03Le) \quad (1.13)$$

Donde $B_{m\acute{a}x}$ es el burden máximo y Le es la longitud efectiva, ambos en metros.

Paso 4: Concentración de carga en el primer cuadrángulo

La concentración lineal de carga ℓ (kg/m) se encuentra usando la Ecuación (1.14.

$$\ell = 55d \frac{\left(\frac{B}{\phi}\right)^{1.5} \left(B - \frac{\phi}{2}\right) \left(\frac{c}{0.4}\right)}{S_{ANFO}} \quad (1.14)$$

Donde: S_{ANFO} es la gravedad específica del explosivo relativa a la del ANFO, d es el diámetro del taladro, B es el burden y c se define como la constante c de la roca.

Si no es posible cambiar la concentración de carga, entonces se puede usar la Ecuación (1.14 para hallar el burden con algún método de aproximación numérico.

Paso 5: El segundo cuadrángulo

Después de que se haya abierto el primer cuadrángulo con lado A y si se conoce el burden (Figura 1.15) entonces la concentración de carga ℓ puede calcularse mediante la Ecuación (1.15:

$$\ell = \frac{32.3dcB}{S_{ANFO} \left[\sin \left[\arctan \left(\frac{A}{2B} \right) \right] \right]^{1.5}} \quad (1.15)$$

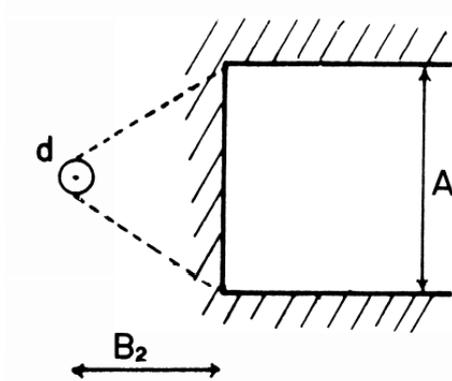


Figura 1.15 Geometría para la Voladura Cerca de la Abertura Rectangular. Fuente: Persson et al., 1994.

Por otra parte, si lo que se conoce es la concentración de carga explosiva entonces el burden puede obtenerse utilizando la Ecuación (1.16:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \left[\frac{A \ell S_{ANFO}}{dc} \right]^{1/2} \quad (1.16)$$

El lado A de la abertura rectangular Figura 1.16 se obtiene mediante la Ecuación (1.17:

$$A = \sqrt{2}(B_1 - F) \quad (1.17)$$

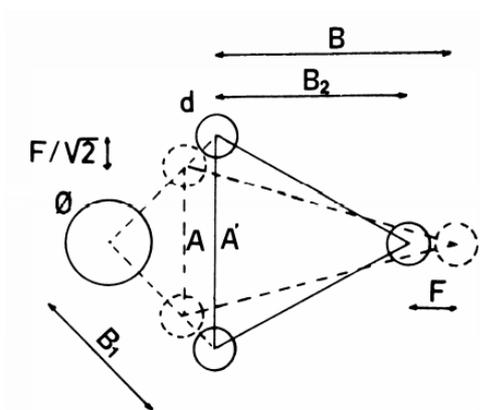


Figura 1.16 Influencia del Error en Perforación. Fuente: Persson et al., 1994

El burden para el nuevo cuadrante puede calcularse mediante la Ecuación (1.18:

$$B = 10.5 \times 10^{-2} \left[\frac{(B_1 - F) \ell_{S_{ANFO}}}{dc} \right]^{1/2} \quad (1.18)$$

Sin embargo, se debe tomar en cuenta el error en la perforación F, por lo tanto, el Burden para el segundo cuadrángulo se obtiene a través de la Ecuación (1.19):

$$B_2 = B - F \quad (1.19)$$

Para un mejor resultado, la relación mostrada en la Ecuación (1.20 debe cumplirse:

$$B_2 > 0.5A \quad (1.20)$$

Como regla general, para el número de cuadrángulos en el cuele y contra cuele el lado A del último cuadrángulo no debe ser menor a la raíz cuadrada del avance (Persson et al., 1994).

Los tiros en los cuadrángulos deben de cargarse de manera que una longitud de h_s 10 veces el diámetro del tiro se deje sin cargar, como bien señala la Ecuación (1.21:

$$h_s = 10d \quad (1.21)$$

Paso 6: Zapateras

El burden máximo para zapateras se realiza de igual manera que para la voladura en banco si el patrón es cuadrado (S/B=1) y el burden práctico se calcula a través de la Ecuación (1.22:

$$B = 0.9 \left[\frac{\ell_{S_{ANFO}}}{\bar{c}f} \right] \quad (1.22)$$

Donde f es el factor de fijado y \bar{c} es la constante de roca corregido, que se calcula mediante la Ecuación (1.23:

$$\begin{aligned} \bar{c} &= c + 0.05 & \text{si } B \geq 1.4m \\ \bar{c} &= c + \frac{0.07}{B} & \text{si } B < 1.4m \end{aligned} \quad (1.23)$$

Un valor típico para f es 1.45 (Persson et al., 1994).

Para las zapateras debe de considerarse un ángulo de desviación γ (Figura 1.17):

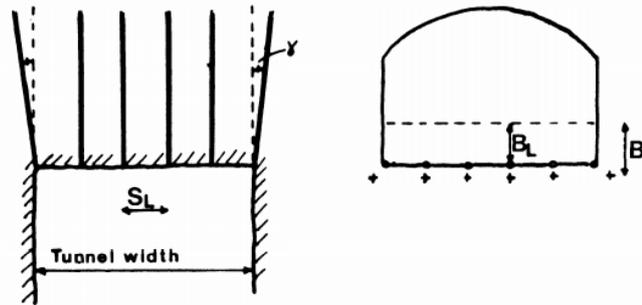


Figura 1.17 Geometría de Voladura para las Zapateras. Fuente: Persson et al., 1994

El espaciamiento entre tiros debe ser igual a B , sin embargo, se debe revisar el espacio para los tiros a lo largo del ancho del túnel. De no ser así, el espaciamiento debe ser modificado (Persson et al., 1994).

El máximo número de zapateras N a lo largo del ancho del túnel se calcula usando la Ecuación (1.24):

$$N = \text{entero más cercano} \left[\frac{\text{Ancho del túnel} + 2H \sin \gamma}{B} + 2 \right] \quad (1.24)$$

El espaciamiento S_L entre tiros (excepto para los de la esquina) se encuentra con la Ecuación (1.25):

$$S_L = \frac{(\text{Ancho del túnel} + 2H \sin \gamma)}{N - 1} \quad (1.25)$$

El espaciamiento práctico S'_L para los tiros de las esquinas se calcula a través de la Ecuación (1.26):

$$S'_L = S_L - H \sin \gamma \quad (1.26)$$

El Burden práctico B_L debe reducirse siguiendo la Ecuación (1.27):

$$B_L = B - H \sin \gamma - F \quad (1.27)$$

La longitud de la carga de fondo h_b para liberar al pie se encuentra con la Ecuación (1.28):

$$h_b = 1.25B_L \quad (1.28)$$

Y la longitud de la columna de carga h_c se calcula usando la Ecuación (1.29):

$$h_c = H - h_b - 10d \quad (1.29)$$

Usualmente se deja una longitud de $10d$ de taladro vacío (Persson et al., 1994).

Paso 7: Destroza

La geometría de estos taladros se calcula de manera parecida a las zapateras, pero con $f=1.45$ y $S/B=1.25$ para la destroza en dirección horizontal y hacia arriba, mientras que para la destroza que rompe hacia abajo la relación S/B es 1.25 y el factor f es 1.2 . La concentración de carga lineal I debe ser el 50% de la concentración de carga en el fondo.

Parte 8: Contorno

El espaciamiento óptimo es una función lineal del diámetro del taladro como bien muestra la Ecuación (1.30):

$$S = kd \quad (1.30)$$

donde la constante k está en el rango de $15-16$. Se debe usar una relación S/B de 0.8 .

Para la concentración de carga ℓ (kg/m) en taladros de hasta 0.15 m se puede usar la relación mostrada en la Ecuación (1.31):

$$\ell = 90d^2 \quad (1.31)$$

donde d está en metros.

Para una voladura controlada debe de cargarse la totalidad del taladro para evitar que el collar se quede sin romper (Persson et al., 1994).

1.4.8 Velocidad Media de Penetración

La velocidad media de penetración depende tanto de las características del macizo rocoso (coeficiente de resistencia de la roca) como de las características de la máquina de perforación (potencia de la perforadora). La velocidad de penetración puede determinarse de diferentes maneras, uno de estos métodos es el de la energía específica (Paone, 1969) que se resume en la Ecuación (1.32

$$V_P = \frac{48P_M R_e}{\pi D^2 E_v} \quad (1.32)$$

donde:

V_P = velocidad de penetración (cm/min)

P_M = potencia de la perforadora (kgf-m/min)

D = diámetro del taladro (cm)

R_e = rendimiento de transmisión de energía (0.6-0.8)

E_v = energía específica por unidad de volumen (kgf-m/cm³)

Coefficiente de Resistencia de la Roca (CRS)

Puede determinarse a partir del método de la energía específica, este coeficiente puede usarse para determinar tanto la energía específica como la resistencia a la compresión de la roca (UCS).

Método de la energía específica

Consiste en dejar caer sobre una serie de muestras de roca volada desde una altura fija una pesa de 2.4kg, pesando la cantidad de material liberado por los golpes y dividiéndolo para la densidad del material para la obtención del volumen, el mismo que se divide para el número de caídas para obtener finalmente el CRS (Paone, 1969). Y la relación entre el CRS y la energía específica pueden obtenerse de la Figura B-Anexo A

Cálculo de la Velocidad Media de Perforación

Para el cálculo de la velocidad media de perforación es necesario conocer la velocidad de penetración que se obtiene corrigiendo la velocidad de penetración, considerando los tiempos muertos de operación, es decir, desplazamientos entre barrenos, posicionamiento y emboquillado, limpieza del barreno, cambio de varillas, entre otros parámetros necesarios (López Jimeno, 2003) en un tiempo establecido T, esto se resume en la Ecuación (1.33 (Véase los detalles del cálculo en la sección de A.1-Anexo A)

$$VM = V_p \frac{L_p}{V_p(t_m) + L_p} \quad (1.33)$$

donde:

VM= velocidad media de perforación

V_p=Velocidad de penetración

L_p: longitud de perforación efectuada

t_m: sumatoria de los tiempos muertos en la operación

1.4.9 Costo de las operaciones de voladura

El costo general de la voladura involucra tanto costos fijos como variables, estos diferentes factores se explican en las siguientes secciones.

1.4.9.1 Costos de Perforación

Es común expresar el costo de perforación por metro perforado, haciendo uso de la Ecuación (1.34 (López Jimeno, 2003):

$$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{VM} + C_B \quad (1.34)$$

donde:

Costos indirectos

C_A = Amortización (\$/h)

C_I = Intereses y seguros (\$/h)

Costos directos

C_M = Mantenimiento y Reparaciones (\$/h)

C_O = Mano de obra (\$/h)

C_E = Combustible o energía (\$/h)

C_L = Aceites, grasas y filtros (\$/h)

C_B = Brocas, varillas, manguitos y adaptadores (\$/m)

VM = Velocidad media de perforación

Amortización

Puede encontrarse a través de la Ecuación (1.35:

$$C_A = \frac{\text{Precio de adquisición} - \text{Valor residual}}{\text{Horas de vida}} \quad (1.35)$$

Intereses, Seguros e Impuestos

Puede estimarse usando la Ecuación (1.36

$$C_I = \frac{\frac{N + 1}{2N} \times \text{Precio de adquisición} \times \%(Intereses + seguros + impuestos)}{\text{Horas de trabajo al año}} \quad (1.36)$$

Con:

N = número de años de vida

Mantenimiento y reparaciones

Puede calcularse en base a la Ecuación (1.37:

$$C_M = \frac{\text{Precio del Equipo}}{1.000} \times FR (\%) \quad (1.37)$$

Con:

FR= factor de reparación que puede obtenerse de la Figura 1.18:

EQUIPOS (NEUMATICOS)	FACTOR DE REPARACION	
	REPUESTOS	REPUESTOS + M.O
Carro sin perforadora		
— Para martillo en cabeza	4 - 6%	8 - 12%
— Para martillo en fondo	3 - 5%	6 - 10%
Perforadora		
— Martillo en cabeza	6 - 10%	12 - 20%
— Martillo en fondo	8 - 12%	16 - 24%
Martillo manual	6 - 10%	12 - 20%
Compresor portátil	2 - 3%	4 - 6%

Figura 1.18 Factor de reparación para equipos de perforación. Fuente: López Jimeno, 2003.

Mano de obra

Costo por hora tanto del perforista como del ayudante.

Combustible o energía

Se calcula en base a las especificaciones de los motores que tenga el compresor.

Aceites, grasas y filtros

Oscilan entre un 12-20% del consumo energético.

Brocas y varillas

Se calculan a partir de los datos de los fabricantes.

1.4.10 Fragmentación

El tamaño de fragmentación tiene gran repercusión en las diferentes etapas subsecuentes de minado: carga, acarreo, transporte, beneficio y manejo de residuos, por

ello, es importante conocer el tipo de fragmentación que arrojará el diseño de voladura propuesto. Existen diversos métodos para predecir el tamaño de fragmentación, entre ellos el modelo Kuz-Ram.

1.4.10.1 Modelo Kuz-Ram

Para analizar la fragmentación se puede hacer uso del modelo propuesto por Cunningham (1987) llamado modelo Kuz-Ram, cuyas expresiones matemáticas permiten predecir el valor medio de la fragmentación X_{50} (Ecuación (1.38) y el valor crítico de fragmentación X_c (Jethro et al., 2016; Ojeda, 2008; Rojas Linares, 2018):

$$X_{50} = A(CE)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/3} \quad (1.38)$$

Siendo A la constante de la roca A, que puede obtenerse a partir del índice de volabilidad de Lilly (Ecuación (1.39):

$$A = 0.012BI \quad (1.39)$$

El tamaño característico X_c se encuentra a través de la Ecuación (1.40):

$$X_c = \frac{X_{50}}{(\ln 2)^{\frac{1}{n}}} = \frac{A(CE)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/3}}{(\ln 2)^{\frac{1}{n}}} \quad (1.40)$$

Con n calculado a través de la Ecuación (1.41):

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{D} \right) \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right]^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B} \right) \left[\frac{|BCL - CCL|}{L} + 0.1 \right]^{0.1} \frac{L}{H} \quad (1.41)$$

donde:

Q_e : carga de explosivo (kg)

S_{ANFO} : S_{ANFO} es la gravedad específica del explosivo relativa a la del ANFO

A: Factor de Roca "A"
BI: Índice de volabilidad de Lilly
B: Burden (m)
S: Espaciamiento (m)
W: Desviación de perforación (m)
D: Diámetro del taladro (mm)
L: Longitud de la carga (m)
BCL: Longitud de la carga en fondo (m)
CCL: Longitud de la carga de columna (m)
n: índice de uniformidad
 X_{50} : tamaño de malla por el que pasa el 50% del material (cm)
 X_c : tamaño crítico o característico de la voladura (cm)
H: longitud de perforación

CAPÍTULO 2

2. Metodología

Para la Optimización del Proceso de perforación y voladura se necesitó de tres etapas, divididas en: (1) Caracterización geomecánica, (2) Aplicación del método de Holmberg, y (3) Evaluación y reporte de resultados. Esto se resume en la Figura 2.1 y se detalla en las siguientes secciones.

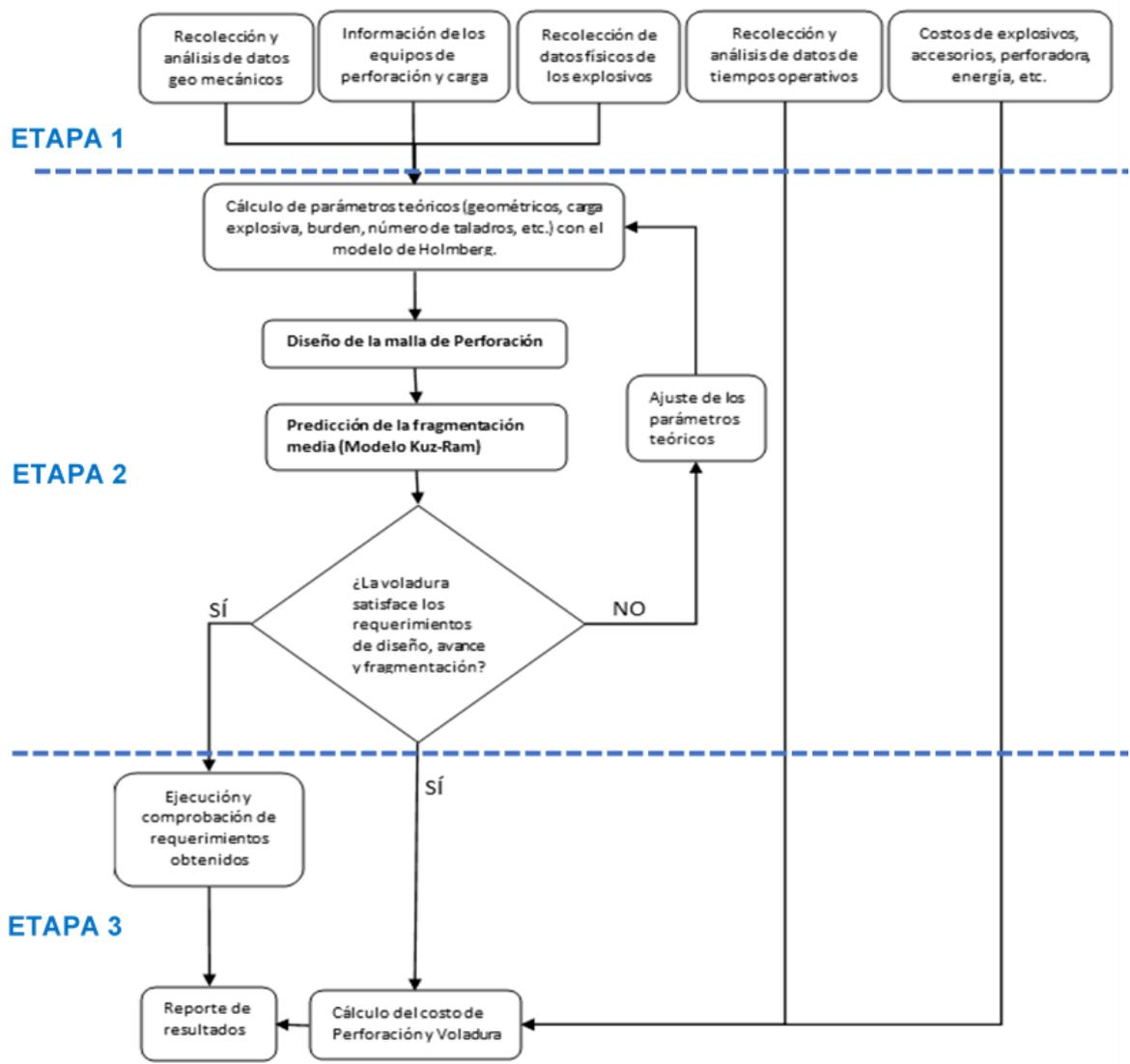


Figura 2.1 Esquema de la Metodología Empleada. Fuente: Autores 2021.

2.1 Etapa 1: Recopilación de datos

La Etapa 1 consistió en la obtención de los diferentes parámetros necesarios para la aplicación del método de Holmberg, la evaluación de la fragmentación y en análisis de los costos. Esta información se obtuvo en campo, con una plantilla (ver Tabla , Tabla 7 y Tabla -Anexo B) en la que se llenaron los diferentes requerimientos después de realizar las pruebas e indagaciones respectivas.

2.1.1 Caracterización Geomecánica

Para determinar los diferentes parámetros geométricos (Burden y Espaciamiento) y geomecánicos (Constante de Roca A y C) para la malla de Perforación y la predicción de fragmentación utilizando el método Kuz-Ram fue necesario realizar la caracterización geomecánica del macizo rocoso del frente de Perforación. Esta caracterización se realizó a través del UCS, RMR, GSI y RQD como se detalla en las siguientes secciones. Se definieron 3 estaciones Geomecánicas; dos en las partes laterales y una en el techo para las diferentes pruebas a lo largo del túnel del frente de avance.

UCS: El UCS se determinó haciendo uso de un martillo geológico, golpeando firmemente con la parte puntiaguda del martillo al macizo rocoso, reportando los resultados, acorde a la calificación mostrada en la Tabla 3-Anexos A.

RMR: El RMR se caracterizó haciendo uso de las Tabla 1 y Tabla , Anexos A. Las medidas del espaciamiento de las discontinuidades se midieron con la ayuda de un flexómetro dentro de una línea de medición circular de 1 m de diámetro para disminuir el sesgo direccional.

RQD: El valor del RQD se estimó a través de la Ecuación (1.1), y el valor de λ se calculó utilizando la línea de medición circular mencionada en la sección 0.

GSI: El Índice de Resistencia Geológica se obtuvo de manera visual, haciendo uso de la. Para conocer el rango de valor correspondiente y a través de la Ecuación (2.1 (Rodríguez et al., 2018) se obtuvo el valor respectivo:

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad (2.1)$$

Constante de roca c: El valor de la constante c de la roca se obtuvo en base a las Ecuaciones (1.2), (1.3), (1.4) y (1.5). En especial, para el índice de volabilidad de Lilly utilizado en la Ecuación (1.5), se utilizó la Tabla -Anexos A. para las calificaciones del RMD, JPS, JPO, SGI y HD utilizadas en la Ecuación (1.6) Se consideró el valor menor de la constante de roca c, mientras que el valor de la Ecuación (1.5) se utilizó para conocer el factor de carga.

El RMD se determinó de manera visual considerando también las puntuaciones y clasificaciones de la Tabla -Anexos A en conjunto con los valores de la Tabla -Anexo A correspondientes, para el JPS se midieron las distancias promedio entre las fracturas dentro de la línea de medición circular, para el JPO las mediciones del manto se realizaron con la ayuda de una brújula Brunton, para el SGI se usó un valor de densidad típico de una roca basáltica acorde a la Geología comentada en la sección 1.4.2 y el HD se determinó en base al valor del UCS encontrado anteriormente. Los diferentes valores de c obtenidos se promediaron para un mejor resultado.

2.1.2 Datos operativos

Se midieron los “tiempos muertos” (ver A.1-Anexo A para el detalle de los tiempos muertos) en el proceso de perforación haciendo uso de un cronómetro digital, obteniendo un valor promedio para cada tiempo, así como del tiempo total para la perforación del frente, así mismo, se midieron las profundidades de perforación, distribución geométrica de barrenos y la geometría de la malla usada.

2.1.3 Insumos, intereses y sueldos

Se consultó al administrador general de la mina los diferentes costos referentes al equipo y sus accesorios y a través de catálogos se pudo obtener la vida útil de estos últimos, de igual manera se consultó el costo de los explosivos y a través de sus fichas técnicas se obtuvieron los parámetros físicos respectivos, también se consultó el consumo de diésel del compresor en su catálogo y los sueldos tanto del barrenador,

ayudante y cargador se consultaron en la base de datos del personal, igualmente, se pidió al administrador general la información correspondiente a los intereses.

2.2 Etapa 2: Método de Holmberg

2.2.1 Aplicación del método de Holmberg

Previo al diseño de la malla de Perforación y la aplicación en campo se necesitó de la caracterización del macizo rocoso como se observó en la sección 1.4.6, con estos valores definidos se realizó el diseño correspondiente de la malla de Perforación utilizando el método matemático de Holmberg, con los 8 pasos mencionados en la sección 1.4.7.

2.2.2 Predicción de la fragmentación

Para la predicción del tamaño de fragmentación se utilizó el modelo Kuz-Ram, detallado en la sección 1.4.10.1. Una vez que el diseño de la malla de perforación satisfizo los requerimientos de fragmentación entonces se procedió a la ejecución en el campo.

2.2.3 Aplicación

Se dibujó la malla en el frente de avance y el perforador con su ayudante se encargaron de realizar la tarea de perforación. La carga de los taladros se dejó a criterio del encargado de esa tarea dado su conocimiento empírico de la relación entre la carga explosiva y la geología del macizo. Después de realizada la voladura se midieron los resultados de sobre rotura y porcentaje de avance.

2.3 Etapa 3: Evaluación y reporte de resultados

Durante esta etapa se estimó el costo del proceso de perforación y voladura, se desarrolló un libro en Excel para facilitar los cálculos, el mismo que sirvió como entregable para que la empresa tenga un mejor control sobre los costos del proceso.

2.3.1 Coeficiente de resistencia de la roca (CRS) y Velocidad media de penetración (Vp)

Para el CRS, se tomaron 5 muestras irregulares de roca volada de aproximadamente 15 cm³ cada uno, con la condición de que el peso total en gramos de las 5 muestras fuera 75 veces la gravedad específica del material ± 2 gramos. En un recipiente cilíndrico hueco con un área de sección transversal de 7.3 in² se colocó cada espécimen y se impactaron con una pesa de 2.4 kg desde una altura de 0.6 m.

El número de caídas varió entre 3-40. El material fragmentado para cada muestra se mezcló y se agitó en un tamiz #35. El pasante se pesó y se dividió para la gravedad específica para determinar el volumen de sólidos de la muestra. El CRS se calculó dividiendo el número de caídas usadas por el volumen del pasante de los 5 especímenes. Después de que se obtuvo el valor para una muestra, se repitió el experimento con más y menos caídas para encontrar el valor mínimo de CRS y una vez encontrado ese valor, se realizaron dos pruebas más para verificar los resultados. Con el CRS obtenido se obtuvo la energía por volumen usando la Figura B-Anexo A cuyo valor se reemplazó en la Ecuación (1.32). Esta prueba en base al método de la Energía Específica se utilizó para determinar la velocidad de penetración, la cual se comparó con la velocidad real de penetración, identificando los factores que limitaron la consecución de la velocidad de penetración teórica, brindando así recomendaciones para mejorar este proceso.

2.3.2 Costos de Perforación y Voladura

Una vez realizada la Perforación se realizó la estimación del costo de voladura por metro lineal de perforación, para ello se utilizó la Ecuación (1.34) y se sumó a esta el costo de los explosivos por metro lineal como muestra la Ecuación (2.2).

$$C_{PV} = C_T + C_{Ex} + \text{Otros costos} \quad (2.2)$$

Donde:

C_{PV}: Costo general de Perforación y Voladura (\$/m)

C_T: Costo total de Perforación (\$/m) (Ecuación (1.34))

Otros costos: Otros costos considerados en la voladura (\$/m)

C_{Ex} : Costo de explosivos (\$/m) y que se obtiene con la Ecuación (2.3)

$$C_E = \frac{\sum_{i=1}^{n_Z} \sum_{j=1}^{n_E} (n_i * n_{c_{ij}} * PEx_j)}{hN} \quad (2.3)$$

Con:

n_i : número de taladros por zona (cuele, contracuele, etc.)

n_j : número de explosivo utilizado (explosivo 1, explosivo 2, etc.)

n_Z : número de zonas (cuele, contracuele, etc.)

$n_{c_{ij}}$: número de cartuchos del explosivo j utilizados en el taladro i

n_Z : número de zonas totales

n_E : número de explosivos totales

PEx_j : precio del explosivo por cartucho (\$/cartucho)

h: columna de carga del explosivo (m)

N: número total de taladros cargados

También se determinó el costo de perforación y voladura por el porcentaje ($C_{PV\%}$) de avance a través de la Ecuación (2.4)

$$C_{PV\%} = \frac{C_{PV} * N_T * L}{\%Avance} \quad (2.4)$$

Con:

N_T : Número de taladros perforados en total

L: Longitud de perforación media (M)

%Avance: porcentaje de avance respecto a la perforación

C_{PV} : costo total de perforación y voladura por metro lineal de perforación

CAPÍTULO 3

3. RESULTADOS Y ANÁLISIS

3.1 Etapa 1

3.1.1 Ejecución actual de perforación, carga y voladura

3.1.1.1 Perforación

La Figura 3.2 muestra la distribución geométrica de los taladros utilizada en la empresa, con un patrón no bien definido y algo confuso, con un cuele que intentaba simular 2 secciones, pero con 4 taladros de alivio (Figura 3.1). La cantidad de taladros usados se muestra en la Tabla .

Tabla 3.1 Cantidad de taladros por cada zona del frente de explotación.

Zona de perforación	N.º de taladros
Alivio	4
Cuele	4
Contra cuele	4
Destroza	5
Contorno	14
Zapateras	3
Total	34

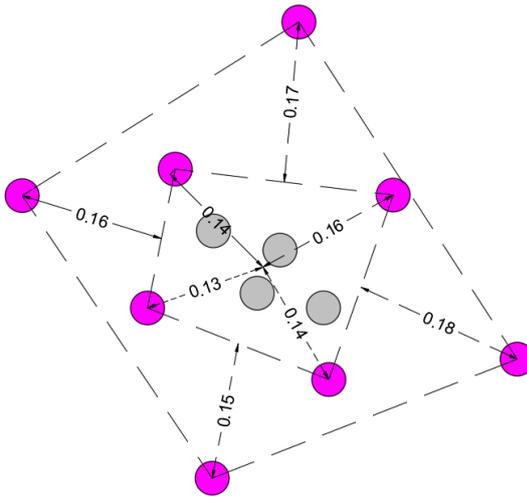


Figura 3.1 Representación geométrica de los taladros de alivio, cuele y contra cuele en m.

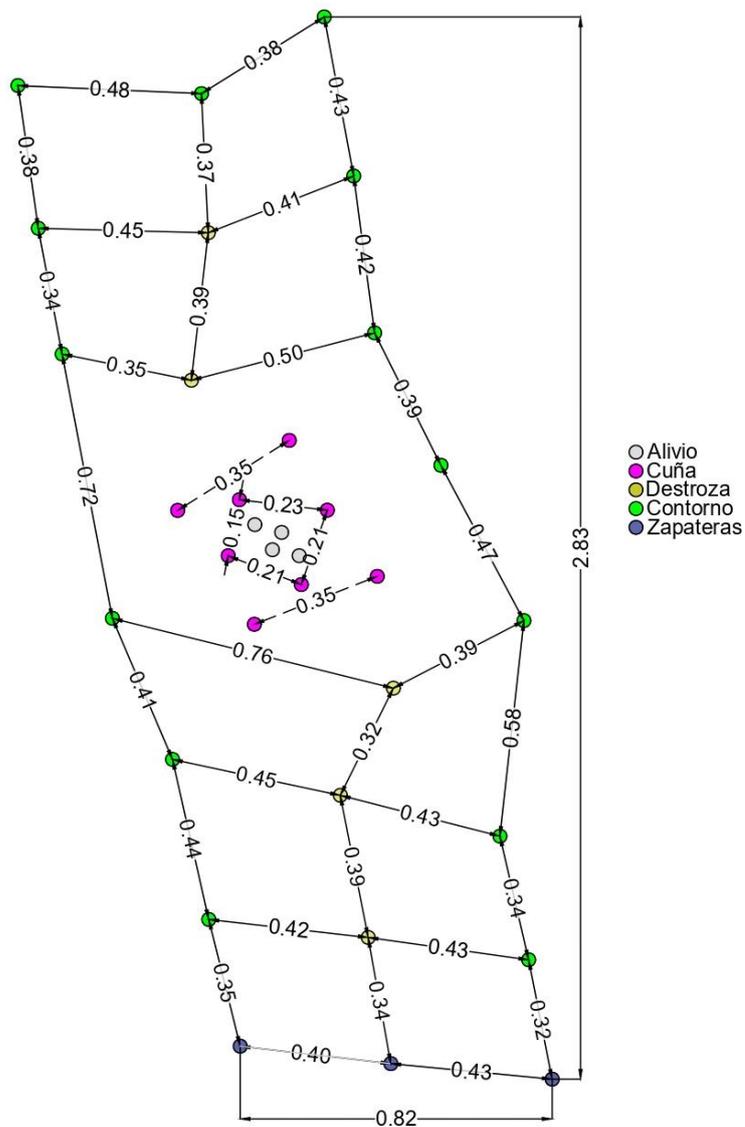


Figura 3.2 Dimensionamiento de la malla de perforación realizada en un frente de explotación en m.

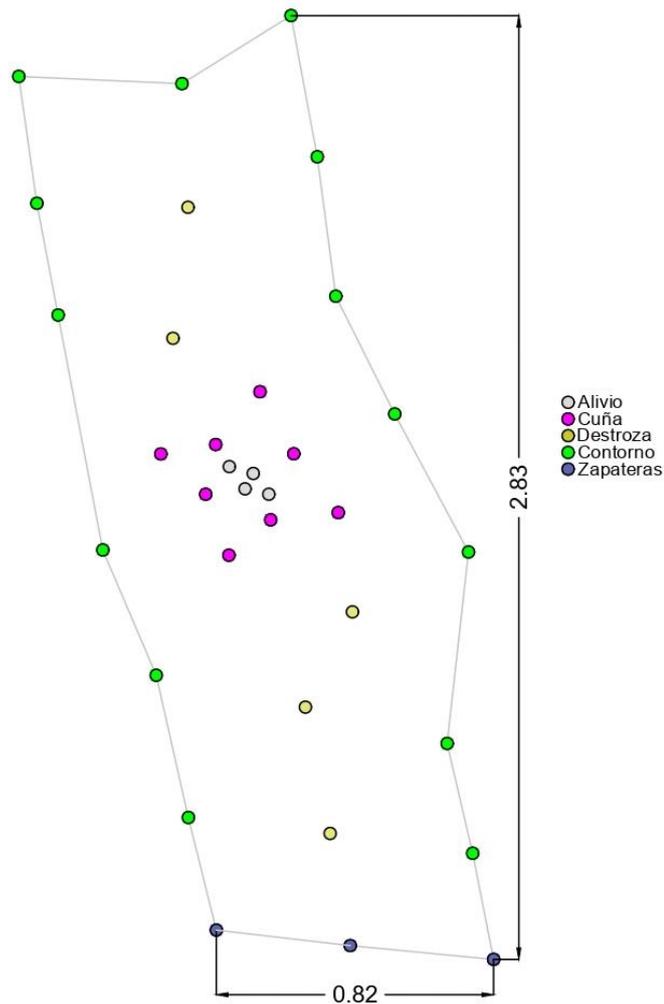


Figura 3.3 Taladros y zonas de la malla de perforación ejecutada por la empresa en un frente de explotación.

3.1.1.2 Carga

El material utilizado como carga explosiva fue el Nitrato de amonio como columna explosiva (N34-grado agrícola) y Emulnor 3000 como detonante, el cual a su vez contenía el fulminante y las mechas de encendido, variando únicamente la cantidad utilizada en base a la ubicación del taladro perforado, su representación se observa en la Figura 3.4. No se usó retacado de arena u otro material.

El nitrato de amonio con densidad 1780 Kg/m^3 se cargó en contenedores cilíndricos de papel (volumen= $8.27E - 5 \text{ m}^3$) mientras que el emulnor 3000 con densidad 1140 Kg/m^3 se encontraba empaquetado (volumen = $9.01E - 5 \text{ m}^3$). La cantidad necesaria de los elementos de carga se determinó considerando la densidad del explosivo, el volumen de los paquetes y la cantidad de estos, valores que se encuentra descritos en las Tabla 3.2 y Tabla 3.3.

Tabla 3.2 Cantidades de NA utilizados en la carga de taladros por zonas de la malla.

Nitrato de Amonio (NA)				
	N.º paquete antes de carga de fondo	N.º paquete después de carga de fondo	Paquetes totales	Cantidad de NA (Kg/taladro)
Cuele	2	2.5	4.5	0.66
Contra cuele	2	2.5	4.5	0.66
Destroza	1	4	5	0.74
Contorno	1	4	5	0.74
Zapatera	1	4	5	0.74

Tabla 3.3 Cantidades de Emulnor 3000 y mechas utilizadas en la carga de taladros respecto a las zonas de la malla.

Emulnor 3000			
	N.º paquetes	Cantidad de explosivo (Kg/taladro)	Mechas/taladro
Cuele	1	0.10	2
Contra cuele	1	0.10	1
Destroza	0.5	0.05	1
Contorno	0.5	0.05	1
Zapatera	1	0.10	1

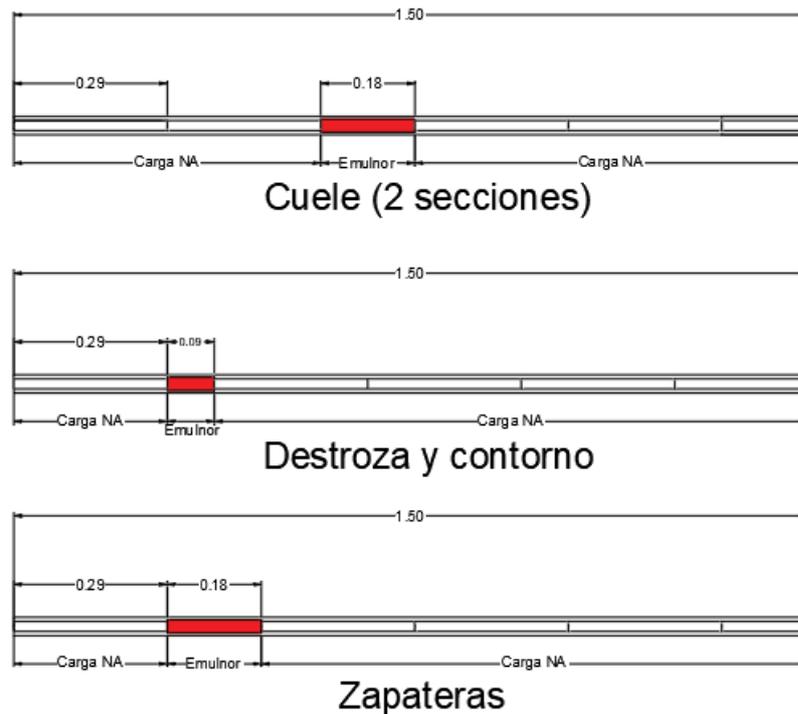


Figura 3.4 Representación de la carga

3.1.1.3 Voladura

La empresa no constaba con retardantes para un encendido óptimo, sino con un método singular de conteo por dedos. Este método consistió en la medición del punto de encendido determinado por el ancho de los dedos relacionado con la sucesión de explosión de los taladros deseada. En la Tabla 3.4 se muestra el distanciamiento considerado según el taladro de la malla de perforación, mientras que en la Figura 3.5 se observa la secuencia de encendido.

Tabla 3.4 Distanciamiento considerado con el ancho de los dedos para el encendido de la voladura.

N.º dedos	
Cuele	4
Contra cuele	3
Destroza	2.5
Contorno	2
Zapatera	2

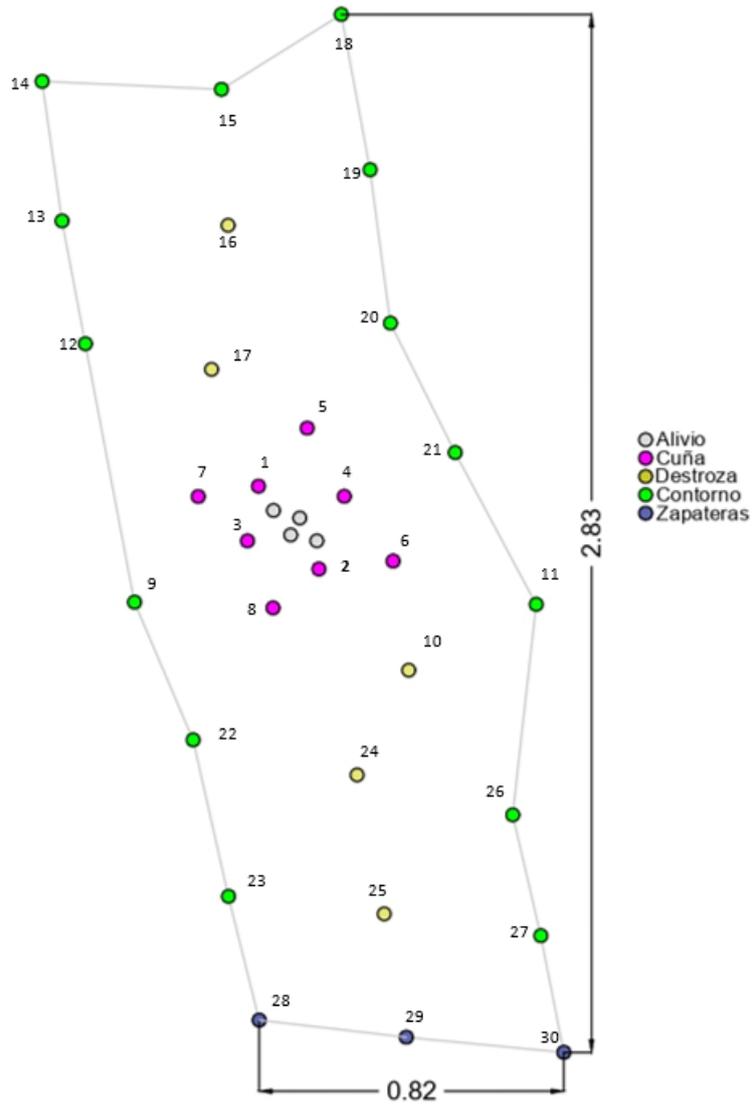


Figura 3.5 Secuencia de encendido en orden ascendente de la malla de perforación empleada en la empresa.

3.1.2 Caracterización Geomecánica

3.1.2.1 RMR

Los resultados del RMR_{89} cúbico (paredes y techo) estimado en tres estaciones geomecánicas separadas 10 m a lo largo del túnel se muestran en las Tabla 3.5. y Tabla 3.6.

Tabla 3.5 RMR₈₉ de 3 estaciones geomecánicas en paredes del túnel.

	Estación 1	Estación 2	Estación 3
Paredes			
UCS	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
Número Dis.	12	5	12
Perímetro	3.14	3.14	3.14
Lambda	3.82	1.59	3.82
RQD	58.99	83.15	58.99
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	13	50	16
	30	85	30
	10	35	32
	40	80	44
	14	78	20
	17		15
	15		28
	56		26
	37		20
	60		25
40		35	
Promedio (m)	0.30	0.66	0.26
Meteorización	Leve	Leve	Leve
Agua	Húmedo	Húmedo	Húmedo

Tabla 3.6 RMR₈₉ de 3 estaciones geomecánicas en techo del túnel.

	Estación 1	Estación 2	Estación 3
Techo			
UCS	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
Número Dis.	7	6	5
Longitud	1.00	1.00	1.00
Lambda	7.00	6.00	5.00
RQD	30.42	38.29	47.24
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	20	10	20
	10	18	15
	14	17	25
	10	10	20
	10	18	20
	16		
Promedio (m)	0.13	0.15	0.20
Meteorización	Leve	Leve	Leve
Agua	Húmedo	Húmedo	Húmedo

Ajuste de las juntas

El ajuste de las juntas se realizó considerando la situación más desfavorable en cada estación geomecánica según su orientación (ver Tabla 3.7) y cuyo resultado final para las estaciones en paredes y techo se puede observar en las Tabla 3.8 y Tabla 3.9 respectivamente.

Tabla 3.7 Condiciones de las juntas existentes en cada estación geomecánica. Muy Favorable (MF), Favorable (F), Desfavorable (D), Muy desfavorable (MD), malo (M)

Estación 1			Estación 2			Estación 3			
Paredes									
	Dirección de Buzamiento (°)	Buzamiento (°)	Rumbo (°)	Dirección de Buzamiento (°)	Buzamiento (°)	Rumbo (°)	Dirección de Buzamiento (°)	Buzamiento (°)	Rumbo (°)
Familia 1	310	70	220	355	63	265	15	53	285
Familia 2	152	65	62	137	39	47	260	82	170
Familia 3	325	37	235				25	41	295
Rumbo túnel (°)	150			145			75		
Condición									
Familia 1	MD			MD			MD		
Familia 2	MD			MD			MD		
Familia 3	M						M		
Techo									
	Dirección de Buzamiento (°)	Buzamiento (°)	Rumbo (°)	Dirección de Buzamiento (°)	Buzamiento (°)	Rumbo (°)	Dirección de Buzamiento (°)	Buzamiento (°)	Rumbo (°)
Familia 1	235	64	325	200	51	290	262	44	172
Familia 2	210	55	120	70	63	340	110	43	20
Familia 3	330	55	240				60	55	150
Rumbo túnel (°)	150			145			75		
Condición									
Familia 1	MD			M			M		
Familia 2	MD			D			F		
Familia 3	M						MF		

Tabla 3.8 Resultado de la caracterización geomecánica en paredes de túnel considerando la corrección de la orientación de las juntas.

	Estación 1	Estación 2	Estación 3
Paredes			
UCS	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
Número Dis.	12	5	12
Perímetro	3.14	3.14	3.14
Lambda	3.82	1.59	3.82
RQD	58.99	83.15	58.99
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	13	50	16
	30	85	30
	10	35	32
	40	80	44
	14	78	20
	17		15
	15		28
	56		26
	37		20
	60		25
40		35	
Promedio (m)	0.30	0.66	0.26
Meteorización	Leve	Leve	Leve
Agua	Húmedo	Húmedo	Húmedo
Ajuste	MD	D	MD

Tabla 3.9 Resultado de la caracterización geomecánica en techo del túnel considerando la corrección de la orientación de las juntas.

	Estación 1	Estación 2	Estación 3
Techo			
UCS	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
Número Dis.	7	6	5
Longitud	1.00	1.00	1.00
Lambda	7.00	6.00	5.00
RQD	30.42	38.29	47.24
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	20	10	20
	10	18	15
	14	17	25
	10	10	20
	10	18	20
	16		
Promedio (m)	0.13	0.15	0.20
Meteorización	Leve	Leve	Leve
Agua	Húmedo	Húmedo	Húmedo
Ajuste	MD	MD	M

Calificación final del RMR89

Con los valores de los parámetros determinados in situ y considerando la corrección de la orientación de las juntas se definió la calificación pertinente del RMR₈₉ (Ver Tabla 3.10). Con un valor de RMR89 final de 61, que califica al macizo rocoso como tipo II o buen macizo rocoso.

Tabla 3.10 Calificación final del RMR₈₉ para las 3 estaciones geomecánicas.

	Estación 1	Estación 2	Estación 3
Paredes			
ROCA INTACTA	15	15	15
RQD	13	17	13
ESPACIAMIENTO	10	15	10
METEORIZACIÓN	25	25	25
AGUA	10	10	10
Suma	73	82	73
Ajuste	-12	-10	-12
Total	61	72	61
Clase	II	II	II
Techo			
UCS	15	15	15
RQD	8	8	10
ESPACIAMIENTO	8	8	8
METEORIZACIÓN	25	25	25
AGUA	10	10	10
Suma	66	66	68
Ajuste	-12	-12	-5
Total	54	54	63
Clase	III	III	II

3.1.2.2 RQD

Los valores del RQD para las estaciones geomecánicas se obtuvieron a través de la Ecuación (1.1) y se resumen en las Tabla 3.5 y Tabla 3.6. El valor final considerado fue un promedio de los RQDs en las estaciones geomecánicas, igual a 52.85.

3.1.2.3 GSI

La Figura 3.6 muestra la determinación in situ del GSI, el cual muestra un rango de valor entre 50 y 60. Y a través de la Ecuación (2.1) se obtuvo un valor específico de 56, un valor alineado a la determinación gráfica.

$$GSI = 61 - 5 = 56$$

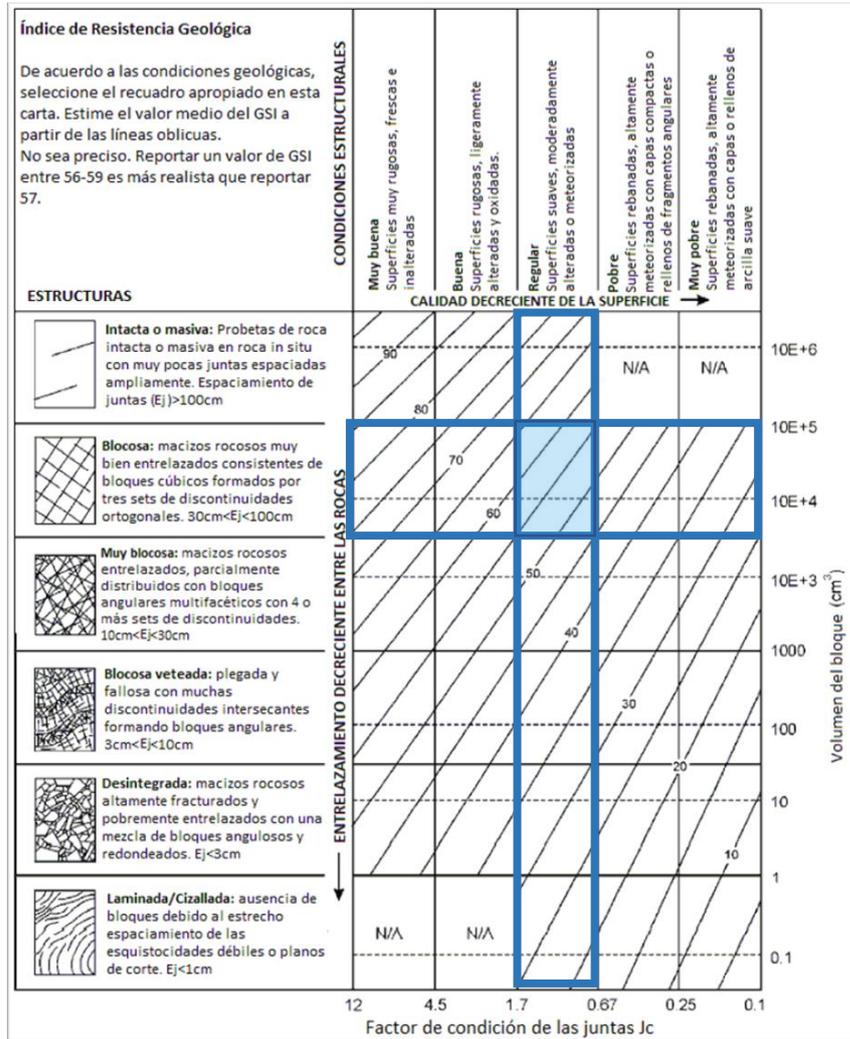


Figura 3.6 Estimación del GSI de manera in situ.

3.1.2.4 UCS

Los golpes de martillo geológico rompieron solamente esquirlas del macizo rocoso, por lo que de acuerdo con la escala de valores de la Tabla 3-Anexo A el UCS se consideró mayor a 250 MPa, un valor característico de macizos rocosos buenos.

3.1.2.5 Constante de Roca C

Se determinó el valor de c con los métodos Lee y Mendoza utilizando parámetros estipulados en la Tabla 3.11.

Tabla 3.11 Valores de los parámetros necesarios en la determinación de la constante c por los métodos Lee y Mendoza.

Parámetro	Valor
RMR	61
GSI	55.83
RQD	52.85
ρ_r (kg/m ³)	2.8

Lee

A través de la Ecuación (1.2) se determinó el coeficiente de roca de Lee de 0.41, muy característico en rocas ígneas. El detalle se muestra a continuación:

$$c = 5.73 \times 10^{-3} RMR + 0.057$$
$$c = 5.73 \times 10^{-3} * 61 + 0.057 = \mathbf{0.41}$$

Mendoza

Para la constante de roca c según Mendoza se utilizó el consumo específico y los valores de GSI y densidad de la roca (2.8 ton/m³), se obtuvo un C.E a través de la Ecuación (1.4) de 0.42 y una constante final de roca c usando la Ecuación (1.3) de 0.42.

$$C.E. = \frac{0.56 \rho_r \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$
$$C.E. = \frac{0.56 * 2.8 * \tan\left(\frac{55.83 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 52.85}{3.3}}} = 0.42$$
$$c = 0.8784(C.E.) + 0.052$$
$$c = 0.8784(0.42) + 0.052 = \mathbf{0.42}$$

Ambos valores, tanto el de Lee y el de Mendoza muestran valores muy parejos, por lo que se eligió el menor valor para los cálculos posteriores.

Factor de carga C

El índice de volabilidad de Lilly se obtuvo a través de la Ecuación (1.6) en base a los resultados de calificación mostrados en la Tabla 3.12.

Tabla 3.12 Resultados de parámetros en el índice de volabilidad de Lilly.

PARÁMETROS GEOMECÁNICOS	CALIFICACIÓN
DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMD)	
Fracturación intensa	20
Bloques y capas	30
Bloques irregulares	40
Bloques regulares	50
ESPACIAMIENTO PROMEDIO ENTRE PLANOS DE JUNTAS O FRACTURAS (JPS)	
<0.06 m	10
0.06 – 0.2 m	20
0.2 – 0.6 m	30
0.6 – 2 m	40
> 2 m	50
ORIENTACIÓN DE LOS PLANOS PRINCIPALES DE LAS JUNTAS (JPO)	
DIRECCIÓN PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL	
Excavación con buzamiento	
Buzamiento 45 – 90°	40
Buzamiento 20 – 45°	35
Excavación contra Buzamiento	
Buzamiento 45 – 90°	30
Buzamiento 20 – 45°	25
Dirección paralela al eje del túnel Buzamiento	
Buzamiento 45 – 90°	15
Buzamiento 20 – 45°	10
Buzamiento 0 – 20° cualquier dirección	10
Influencia del peso específico (SGI)	
SGI=25xDensidad-50	
Radio de influencia de la resistencia (HD)	
HD=0.05xUCS	

La Influencia del peso específico (SGI) fue igual a:

$$\text{SGI} = 25 \times 2.8 - 50 = 20$$

Y el radio de influencia de la resistencia HD utilizando los resultados para la obtención del RMR fue:

$$\text{HD} = 0.05 \times 250 = 12.5$$

Mientras que el índice de volabilidad de Lilly para operaciones subterráneas finalmente fue:

$$\text{BI} = 5 \times (40 + 30 + 15 + 20 + 12.5) = 587.5$$

Por lo tanto, el coeficiente de roca (factor de carga) según este criterio y haciendo uso de la Ecuación (1.5) fue de:

$$c = \frac{0.004 \times 578.75 \times 900}{380} = 5.48 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Es decir, que por cada metro cúbico de roca volada se necesitan 5.48 kg de explosivo, este valor se asemeja al encontrado por Seccatore, et al. (2014) en un trabajo similar pero en la zona de Portovelo.

3.1.3 Tiempos de Operación

3.1.3.1 Tiempos de Perforación

Los diferentes tiempos (emboquille, penetración, desatone y traslado) empleados en un frente de perforación antes de la aplicación del método se muestran en la Tabla 3.13. Un tiempo total de 3 minutos con 2.66 segundos se empleó para cada taladro.

Tabla 3.13 Tiempos empleados en diferentes perforaciones de un frente de explotación.

Emboquille (s)	Penetración (s)	Desatone (s)	Traslado (s)
14.96	135.63	8.71	16.16
18.78	231.93	3.91	8.02
10.09	150	7.68	32.69
10	100.47	7.83	15.2
28	105.83	6.23	20.12
24.66	149.88	7.26	6.87
	164.67	3.28	6.8

17.66	177.12	18.85	44.68
9.48	156.21	4.29	9.18
45.92	200		
5.6	167.73	7.26	8.79
13.34	135.18	4.06	15.64
11.05	155.04	6.52	15.87
14.89	134.1	22.57	12.4
31.74	130.13	5.26	10.02
15.43	137.83	6.52	8.23
15.87	148.89	22.57	12.4
31.74	130.16	5.26	10.02
20.35	137.83	5.32	10.76
31.49	123.93	5.11	12.48
11.27	104.08	8.09	10
25.74	107.31	18.14	15.53
18.23	135.85	8.81	5.2
13.3	125.64	11.66	13.88
10.11	133.6	7.83	39.42
29.86	118.02	7.07	11.7
21.37	95	3.27	7.75
9.11	161.86	6.86	4.41
2.01	195.3	8.26	16.09
12.01	181.38	7.31	6.31
7.27	153.39	5.22	3.61
30.99	128.45	5.18	4.75
22.31	89.45	26.28	3.52
PROMEDIO			
18.27	142.48	8.83	13.08
Total (s)		182.66	
Total (min)		3 min 2.66 s	

3.1.4 Eficiencia de Perforación

Se midió la profundidad de perforación en algunos taladros perforados, obteniendo un promedio de perforación de 1.43 m con una eficiencia de perforación respecto al barreno de 1.50 m del 95.33% (ver Tabla 3.14), un valor aceptable para perforaciones manuales.

Tabla 3.14 Longitud de perforación de algunos taladros del frente de explotación y su eficiencia de perforación.

Perforación (cm)
144
148
144
145
140
142
140
140
140
145
130
145
148
143
143
150
147
Promedio (m)
1.43
Eficiencia de perforación (%)
95.33

3.1.5 Eficiencia de Voladura

Se midió la profundidad de algunos taladros remanentes de la perforación para compararlos con la penetración realizada y determinar el avance y a su vez la eficiencia del proceso (ver Tabla 3.15). El resultado fue un avance del 87.41%, debajo del 95% considerado como el umbral de una voladura satisfactoria económicamente.

Tabla 3.15 Longitud de taladros quedados y avance de perforación de un frente de explotación.

Perforación (cm)
18
16
32
12
6
33
9
3
23
32
Promedio (cm)
18
Avance (cm)
125
Avance/perforación (%)
87.41
Avance/barreno (%)
83.33

3.1.6 Datos Físicos de los Explosivos

Los explosivos usados en la empresa son Nitrato de Amonio (NA) y Emulsión explosiva encartuchada (Emulnor 3000 de Famesa) usada como iniciador cuyas propiedades se muestran en la Tabla 3.16. Es menester recalcar que el Nitrato de Amonio no es un buen explosivo dada su dificultad para iniciar y propagación con grandes cantidades de explosivo (Cooper, 1996) teniendo un comportamiento en el rango de deflagrante (de rápida combustión) y de un explosivo de bajo grado (Seccatore, Magny, et al., 2014).

Tabla 3.16 Propiedades de los explosivos usados en la empresa. Fuentes: Famesa Explosivos (2018), QUIMASA (2018) y Meyer et al. (2007)

Explosivo	Densidad (g/cc)	Energía de explosivo (Kcal/Kg)	Velocidad de detonación confinada (m/s)	Volumen de gas (m ³ /kg)
NA	0.7 (1.78)	380	1250-4650	0.98
Emulnor 3000	1.14	920	5700	0.88

3.1.7 Equipos de Perforación y Carga

Los diferentes equipos y sus especificaciones usados por la empresa se muestran en la Tabla 3.17.

Tabla 3.17 Especificaciones de equipos

Equipo	Capacidad	Volumen	Modelo
Perforadora manual Jack Leg	-	-	YT27
Pala manual	-	-	-
Carro de mina	1 tonelada	1 m ³	-
Compresor	-	-	Sullair 375

3.1.8 Costos de insumos y personal

Los costos de insumos y personal consultados se resumen en la Tabla 3.18.

Tabla 3.18 Costos de personal e insumos

Costos de insumos y personal		
Parámetro	Unidad	Precio (\$)
Explosivos		
Nitrato de Amonio	50 kg	27.50
Emulnor 3000	1 kg	4.00
Mecha de Seguridad	1 metro	0.32
Fulminante 8.45 mm	1 unidad	0.30
Personal		
Perforista	1	950.00
Ayudante	1	750.00
Accesorios de Perforación		
Broca 7 pupos (@36mm)	1	28.00
Barreno (1.60 m)	1	100.50

Barreno (1.20 m)	1	95.54
------------------	---	-------

3.2 Etapa 2

3.2.1 Método de Holmberg

3.2.1.1 Avance

La ejecución de malla de perforación antes de la aplicación del método en la empresa en un frente de explotación utilizaba 4 taladros de alivio ubicados en el centro del frente y cuyos diámetros eran iguales a los demás taladros (destroza, contorno y zapateras). Acorde con la teoría de Holmberg que considera la cantidad de taladros de alivio se tiene un diámetro equivalente de alivio de:

$$\phi = 36\sqrt{4} = 72 \text{ mm}$$

Con este valor se espera que el avance ideal sea de:

$$H = 0.15 + 34.1 * 0.072 - 39.4 * 0.072^2 = 2.4 \text{ m}$$

Sin embargo, la perforación máxima que se realiza dentro de la mina es de 1.50 m, por lo tanto, conviene encontrar un diámetro que vaya acorde con este avance. Esto se puede hacer utilizando la Ecuación (1.7) y escribirla en la forma de la Ecuación (3.1):

$$f(\phi) = 0.15 + 34.1\phi - 39.4\phi^2 - H \quad (3.1)$$

De tal manera que el problema se reduzca a encontrar (Ecuación (3.2) :

$$f(\phi) = 0.15 + 34.1\phi - 39.4\phi^2 - H = 0 \quad (3.2)$$

Por lo tanto, se deben encontrar las raíces que satisfagan la Ecuación(3.1). Con H=1.5 se tiene:

$$0.15 + 34.1\phi - 39.4\phi^2 - 1.5 = 0$$

Cuyas soluciones son; $\phi_1 = 0.824$ m y $\phi_2 = 0.042$ m. Con estos valores y utilizando la Ecuación (1.9) se puede obtener el número de taladros de alivio en función del diámetro de la broca utilizado:

$$N_1 = \left(\frac{\phi_1}{d}\right)^2 = \left(\frac{0.824}{0.036}\right)^2 \approx 524$$

$$N_2 = \left(\frac{\phi_2}{d}\right)^2 = \left(\frac{0.042}{0.036}\right)^2 \approx 2$$

Evidentemente, 524 taladros de alivio resultan insostenibles, por lo que se descartó por la segunda opción. Finalmente,

$$\phi = 36\sqrt{2} = 50.91 \text{ mm} = \mathbf{0.051 \text{ m}}$$

Con la barrenación de 1.5 m y considerando un 95% de avance, el avance efectivo es de:

$$l = 0.95 * 1.5 \text{ m} = \mathbf{1.40 \text{ m}}$$

Pero, dadas la familiaridad de los trabajadores con el cuele de 4 taladros de alivio se optó por esa opción.

3.2.1.2 Primer Cuadrángulo

El burden máximo (que no debe superarse) fue:

$$B_{\text{máx}} = 1.7\phi = 1.7 * (0.072) = 0.12 \text{ m}$$

El burden práctico (Ecuación (1.11)) considerando el error de desviación (Ecuación (1.13)) es:

$$F = 0.12 * (0.1 - 0.03 * 1.5) \text{ m} = 0.007 \text{ m}$$

$$B_1 = 0.12 - 0.007 = 0.011 \text{ m}$$

Antes de encontrar la densidad de carga lineal, fue necesario determinar el peso específico del explosivo a usar (Nitrato de Amonio) con respecto al ANFO, que según (Langefors & Kihlström, 1963) se puede encontrar de la siguiente manera:

Primero se encuentra el peso específico respecto a la dinamita LFB:

$$S_{LFB} = \frac{5}{6} * \frac{1.59}{5} + \frac{1}{6} * \frac{0.98}{0.85} = 0.46$$

Luego, se puede encontrar el peso específico relativo al ANFO:

$$S_{ANFO} = \frac{S_{LFB}}{0.84} = \frac{0.46}{0.84} = \mathbf{0.55}$$

Entonces, con el valor de $c=0.41$ y a través de la Ecuación (1.14) puede obtenerse la densidad de carga lineal:

$$\ell = 55 * 0.036 * \frac{\left(\frac{0.0867}{0.051}\right)^{1.5} \left(0.0867 - \frac{0.072}{2}\right) \left(\frac{0.41}{0.4}\right)}{0.55} = 0.71 \frac{kg}{m}$$

Por otra parte, en la empresa se utiliza NA empaquetado en cilindros de 1.905 cm de diámetro por 27 cm de largo, teniendo un volumen por paquete de NA de:

$$V_{PNA} = \frac{\pi}{4} * 0.01905^2 * 0.29 = 8.27E - 5 \frac{m^3}{paquete\ de\ NA}$$

y una densidad de carga lineal de:

$$\ell = \frac{\pi}{4} D_e^2 * \rho_e = \frac{\pi}{4} 0.01905^2 * 1780 \frac{kg}{m} = 0.51 \frac{kg}{m}$$

Por lo tanto, el burden a usarse debe ir alineado a este valor de carga lineal, entonces el problema se reformula partiendo de la Ecuación (1.14) y se obtuvo la Ecuación (3.3):

$$f(B) = 55d \frac{\left(\frac{B}{\phi}\right)^{1.5} \left(B - \frac{\phi}{2}\right) \left(\frac{c}{0.4}\right)}{S_{ANFO}} - \ell = 0 \quad (3.3)$$

Es decir, encontrar un nuevo valor de B. Esta solución puede encontrarse a través de cualquier método de aproximación numérica. El método elegido fue el de Newton-Raphson dada su rápida convergencia. Y se debe encontrar (Ecuación (3.4):

$$B_i = B_{i-1} - \frac{f(B_{i-1})}{f'(B_i)}; i = 1,2,3, \dots \quad (3.4)$$

Entonces, derivando la Ecuación 3.3 con respecto a B se tiene (Ecuación (3.5):

$$f'(B) = \frac{55dc}{0.4S_{ANFO}} \left[1.5 \left(\frac{B}{\phi}\right)^{0.5} \left(B - \frac{\phi}{2}\right) \left(\frac{1}{\phi}\right) + \left(\frac{B}{\phi}\right)^{1.5} \right] \quad (3.5)$$

Combinando las Ecuaciones (3.5 y (3.3 en la Ecuación (3.4 se obtuvo finalmente (Ecuación (3.6):

$$B_i = B_{i-1} - \frac{55d \frac{\left(\frac{B}{\phi}\right)^{1.5} \left(B - \frac{\phi}{2}\right) \left(\frac{c}{0.4}\right)}{S_{ANFO}} - \ell}{\frac{55dc}{0.4S_{ANFO}} \left[1.5 \left(\frac{B}{\phi}\right)^{0.5} \left(B - \frac{\phi}{2}\right) \left(\frac{1}{\phi}\right) + \left(\frac{B}{\phi}\right)^{1.5} \right]}; i = 1,2,3, \dots \quad (3.6)$$

Partiendo desde un burden inicial de 0.07 m y con 6 iteraciones (ver Tabla 3.19) se obtuvo:

Tabla 3.19 Tabla de iteraciones para la determinación del Burden del primer cuadrángulo.

Burden Cuadrángulo 1				
B_{i-1}	$f(B_{i-1})$	$f'(B_{i-1})$	$f(B_{i-1})/f'(B_{i-1})$	B_i
0.07	-0.388731028	6.11451496	-0.0635751209	0.1335751
0.1335751	0.400819172	19.54123279	0.0205114578	0.1130637
0.11306366	0.050579568	14.68512837	0.0034442714	0.1096194
0.10961939	0.001329799	13.91520751	0.0000955644	0.1095238
0.10952383	0.000001012	13.89403922	0.0000000728	0.1095238
0.10952375	0.000000000	13.89402310	0.0000000000	0.1095238

Por lo tanto, fue necesario un burden B1 de 0.109 m o 10.9 cm, sin embargo, este valor se debió corregir por el error de perforación, entonces, finalmente:

$$B_1 = 0.109 - 0.007 = 0.103 \text{ m}$$

3.2.1.3 Segundo Cuadrángulo

A través de la Ecuación (1.16) y utilizando la misma concentración de carga (0.51 kg/m) fue posible encontrar el burden para el segundo cuadrángulo:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \left[\frac{\sqrt{2} * (0.1042 - 0.007) * 0.51 * 0.55}{0.036 * 0.41} \right]^{1/2} = 0.141 \text{ m}$$

La corrección por el error de perforación brindó finalmente:

$$B_2 = 0.141 - 0.0007 = 0.134 \text{ m}$$

3.2.1.4 Tercer y Cuarto cuadrángulos

De igual manera que con el segundo cuadrángulo se midió el lado A del pozo generado y se obtuvieron los resultados mostrados en la Tabla 3.20:

Tabla 3.20 Valores de B real y práctico para el tercer y cuarto cuadrángulo.

Cuadrángulos 3 y 4	
3er Cuadrángulo	
Lado A (m)	0.283
B (m)	0.204
B3 práctico (m)	0.197
4to Cuadrángulo	
Lado A (m)	0.49
B (m)	0.268
B4 práctico (m)	0.261

La geometría final del cuele y contra cuele se muestra en la Figura 3.7, la perforación considerada fue de manera paralela.

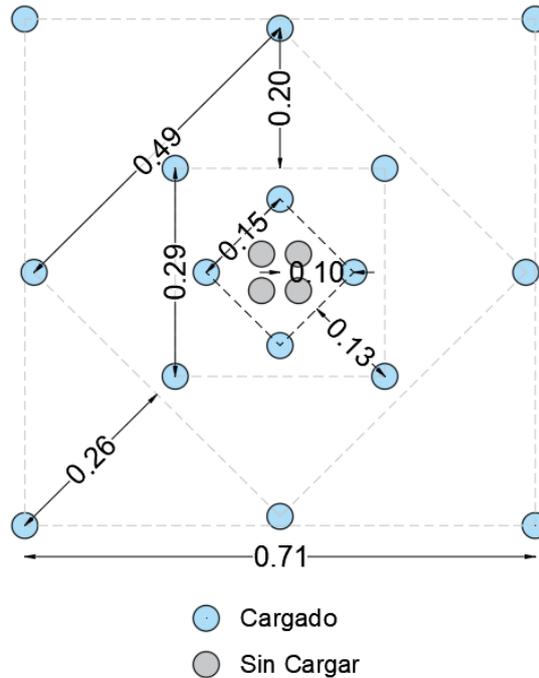


Figura 3.7 Geometría adecuada del cuele, contra cuele y taladros de alivio en m.

3.2.1.5 Carga Explosiva para el cuele y contra cuele

Retacado

Debe de usarse un taco de $t=10*d=10*0.036 \text{ m}=0.36 \text{ m}=36\text{cm}$, por lo tanto, la altura de carga a usarse es:

$$H_c=1.50-0.36=1.14 \text{ m}$$

Carga de fondo

Como carga de fondo se utiliza el Emulnor 3000 (densidad 1140 kg/m^3), cuyas dimensiones son 2.54cm de diámetro x 17.78 cm de altura, entonces la carga de fondo H_f es:

$$H_f = 0.1778 \text{ m}$$

Necesitando una cantidad explosiva de Emulnor 3000 de:

$$m_{E3000} = \frac{\pi}{4} 0.0254^2 * 0.1778 * 1140 = 0.103 \frac{\text{kg } E3000}{\text{taladro}}$$

Carga de NA

La longitud de la carga de NA se calculó como sigue:

$$H_{NA} = H_c - H_f = 1.14 - 0.1778 = 0.96 \text{ m}$$

En base a la cantidad de paquetes de NA se obtuvo:

$$N_{PNA} = \frac{0.96}{0.27} = 3.56 \frac{\text{paquetes de NA}}{\text{taladro}} \approx 4 \frac{\text{paquetes de NA}}{\text{taladro}}$$

Como se mencionó anteriormente, se necesitan $8.27E-5 \text{ m}^3$ de explosivo por paquete de NA, con los 4 paquetes por tiro, entonces, la masa de NA (m_{NA}) por taladro es:

$$m_{NA} = 4 * 1780 * 8.27E - 5 = 0.59 \frac{\text{kg de NA}}{\text{taladro}}$$

La Figura 3.8 muestra la configuración de la carga final utilizada en los taladros del cuele y contracuele.

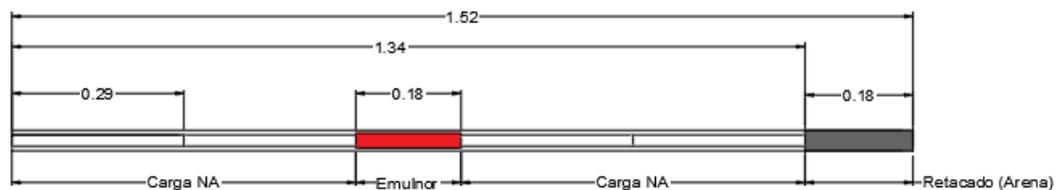


Figura 3.8 Representación de carga de los taladros del cuele y contra cuele.

3.2.1.6 Zapateras

Los parámetros iniciales considerados para el dimensionamiento geométrico de las zapateras se muestran en la Tabla 3.21.

Tabla 3.21 Parámetros iniciales necesarios en el dimensionamiento de los taladros de zapateras.

Parámetro	Valor
γ (°)	1 (1.7cm/1m)
c	0.41
f	1.45
ρ (kg/m)	0.51
Ancho de túnel (m)	1.00
S_{ANFO}	0.55

El burden máximo puede encontrarse a través de la Ecuación (1.22), sin embargo, a través de la Ecuación (1.23) se debe corregir la constante de roca c , tomando en cuenta que el burden máximo debe ser menor a 1.4 m e incorporando ambas ecuaciones se obtuvo:

$$cB^2 + 0.07B - \frac{0.81\ell S_{ANFO}}{f} = 0 \quad (3.7)$$

Por lo tanto, el burden máximo fue:

$$0.41B^2 + 0.07B - \frac{0.81 * 0.51 * 0.55}{1.45} = 0$$

$$0.41B^2 + 0.07B - 0.157 = 0$$

$$\mathbf{B=0.54 \text{ m}}$$

El máximo número de zapateras se encontró a través de la Ecuación (1.24):

$$N = \text{entero más cercano} \left[\frac{1.00 + 2 * 1.50 * \sin 1}{0.54} + 2 \right] = 3$$

El espaciamiento debe ser igual al burden, entonces; $B=S=0.54\text{m}$. Pero el espaciamiento entre los tiros (sin contar los de la esquina), considerando 3 taladros y acorde a la Ecuación 1.25 fue:

$$S_L = \frac{(1.00 + 2 * 1.5 * \sin \gamma)}{3 - 1} = 0.53 \text{ m}$$

Y el espaciamiento para los tiros de la esquina acorde a la Ecuación 1.25 fue:

$$S'_L = 0.53 - 1.5 \sin 1 = 0.50 \text{ m}$$

Y el burden práctico se redujo acorde a la Ecuación 1.26:

$$B_L = 0.54 - 1.5 \sin 1 - 0.0048 = 0.51$$

La Figura 3.9 muestra la distribución geométrica de taladros en las zapateras.

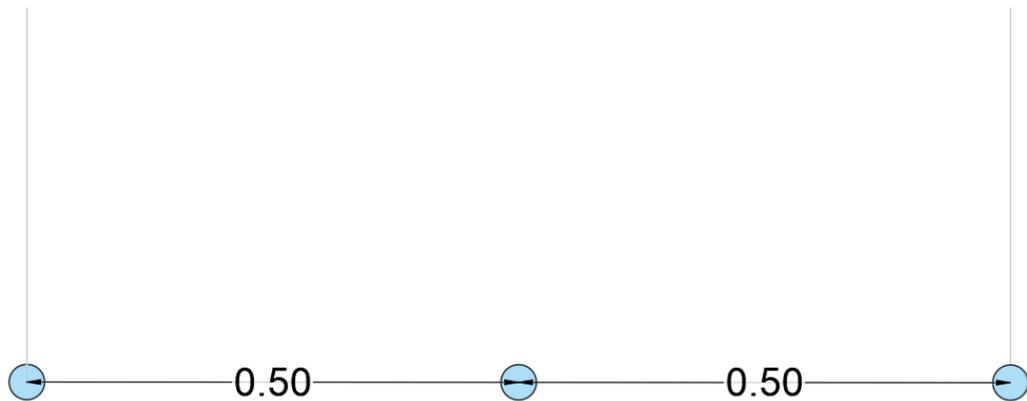


Figura 3.9 Representación de la ubicación de taladros de zapateras en m.

3.2.1.7 Carga explosiva para las zapateras

Carga de fondo

Utilizando la Ecuación (1.28) se halló la longitud de la carga de fondo h_b para liberar el pie del frente de explotación.

$$h_b = 1.25B_L$$

$$h_b = 1.25 * 0.51$$

$$h_b = 0.6375 \text{ m}$$

Comparándola con la carga de fondo utilizada en el cuele y contra cuele se observó que era 3.5 veces superior por lo que fue conveniente definir la longitud de carga de fondo de las zapateras igual a la longitud de carga de fondo del cuele, es decir, $h_b = 0.1778 \text{ m}$; por ende, la cantidad de carga explosiva del Emulnor 3000 en zapateras y resulta la misma; 0,103 kg/taladro.

Carga de NA

La determinación de la carga de columna de NA h_c se calculó con la Ecuación (1.29) considerando un retacado de 10 veces el diámetro del alivio del taladro de alivio.

$$h_c = H - h_b - 10d$$

$$h_c = 1.50 - 0,1778 - 10 * (0.036)$$

$$h_c = 0.96 \text{ m}$$

Valor igual al definido para a zona del cuele y contra cuele con la diferencia que en esta sección la carga de columna antes de la carga de fondo se consideró la mitad que la considerada en el cuele.

En base a la cantidad de paquetes de NA que se utilizará se tiene:

$$N_{PNA} = \frac{0.96}{0.27} = 3.56 \frac{\text{paquetes de NA}}{\text{taladro}} \approx 4 \frac{\text{paquetes de NA}}{\text{taladro}}$$

Con una masa necesaria de:

$$m_{NA} = 4 * 1780 * 8.27E - 5 = 0.59 \frac{\text{kg de AN}}{\text{taladro}}$$

La Figura 3.10 muestra la distribución de la carga en las zapateras final.

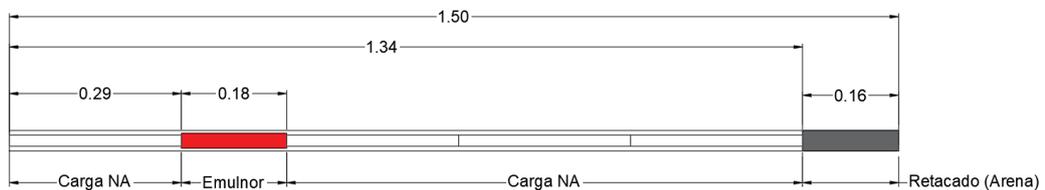


Figura 3.10 Representación de carga de los taladros de zapateras.

3.2.1.8 Contorno

Techo

El espaciamiento entre taladros según la Ecuación (1.30 fue:

$$S = 15 * 0.036 = 0.558 \text{ m} = 0.54 \text{ m}$$

mientras que el burden a través de la relación S/B=0.8 fue:

$$B = S/0.8 = 0.56/0.8 = 0.68 \text{ m}$$

Sin embargo, es necesario corregir este valor por la desviación necesaria para evitar que la sección se estreche y el error de perforación, entonces:

$$B_{PT} = 0.68 - 1.5 \sin 1 - 0.007 = 0.64 \text{ m}$$

La sección de bóveda (circular) de la galería se dimensionó como se observa en la Figura 3.11.

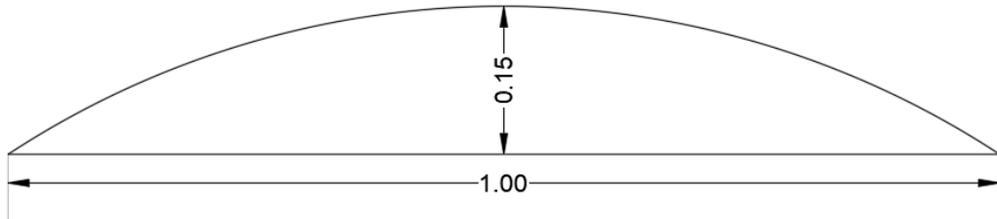


Figura 3.11 Dimensiones de la bóveda de la galería de explotación.

La longitud del arco formado se encontró a través de la Ecuación (3.8):

$$L = \int_{x_1}^{x_2} \sqrt{1 + f'(x)^2} dx \quad (3.8)$$

Con una función de arco igual a:

$$f(x) = -0.6x^2 + 0.15; \quad -0.5 \leq x \leq 0.5$$

$$\Rightarrow f'(x) = -1.2x$$

$$\therefore L = \int_{-0.5}^{0.5} \sqrt{1 + (-1.2x)^2} dx = 1.06 \text{ m}$$

La cantidad de taladros necesario fue entonces:

$$N = \text{entero más cercano} \left(\frac{1.06}{0.64} + 2 \right) = 3$$

La geometría final para el techo se muestra en la Figura 3.12:

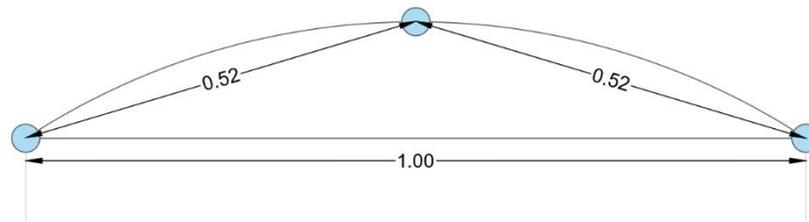


Figura 3.12 Geometría final de la perforación para bóveda de la galería.

Paredes laterales

La altura remanente para el contorno de las paredes fue de 1.74 m, entonces considerando $f=1.2$ y $S/B=1.25$ se obtuvo:

$$0.41B^2 + 0.07B - \frac{0.81 * 0.51 * 0.55}{1.2} = 0$$

$$0.41B^2 + 0.07B - 0.19 = 0$$

$$B=0.60 \text{ m}$$

Que se redujo a:

$$B_{PP} = 0.60 - 1.5 \sin 1 - 0.007 = 0.57 \text{ m}$$

La cantidad de taladros necesarios por lado fueron:

$$N = \text{entero más cercano} \left(\frac{1.74}{(0.57 * 1.25)} + 2 \right) = 4$$

Por lo tanto, el espaciamiento entre taladros fue de:

$$S = \frac{1.74}{3} = 0.58 \text{ m}$$

La configuración geométrica para el contorno se muestra en la Figura 3.13:

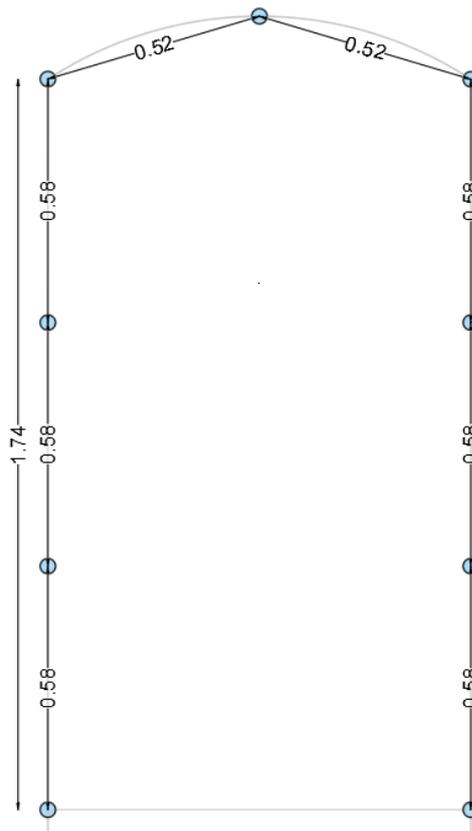


Figura 3.13 Geometría final de la perforación para paredes de la galería.

3.2.1.9 Carga explosiva para el contorno

Carga de fondo

La longitud de carga de fondo para las perforaciones del contorno correspondió a la mitad de la longitud de carga de fondo del cuele:

$$h_c = \frac{h_c \text{ cuele}}{2}$$

$$h_c = \frac{0.1778 \text{ m}}{2}$$

$$h_c = 0.0889 \text{ m}$$

Necesitando una cantidad explosiva de Emulnor 3000 de:

$$m_{E3000} = \frac{\pi}{4} 0.0254^2 * 0.0889 * 1140 = 0.0514 \frac{\text{kg E3000}}{\text{taladro}}$$

Carga de NA

La zona del contorno la carga de los taladros de perforación no necesita de un retacado por lo que debe cargarse en su totalidad con NA para evitar que el collar se rompa. Entonces la longitud de la carga de NA se calculó como sigue:

$$H_{NA} = H_c - H_f = 1.5 - 0.0889 = 1.4111 \text{ m}$$

En base a la cantidad de paquetes de NA se obtuvo:

$$N_{PNA} = \frac{1.4115}{0.29} = 4.87 \frac{\text{paquetes de NA}}{\text{taladro}} \approx 5 \frac{\text{paquetes de NA}}{\text{taladro}}$$

Como se mencionó anteriormente, se necesitan $8.27E-5 \text{ m}^3$ de explosivo por paquete de NA, con los 5 paquetes por tiro, entonces, la masa de NA (m_{NA}) por taladro fue:

$$m_{NA} = 5 * 1780 * 8.27E - 5 = 0.74 \frac{\text{kg de AN}}{\text{taladro}}$$

La Figura 3.14 muestra la distribución de la carga explosiva en los taladros del contorno.

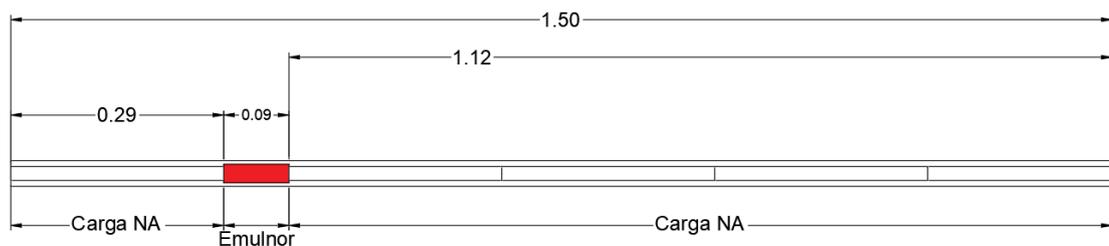


Figura 3.14 Representación de carga de los taladros de contorno.

3.2.1.10 Destroza

Rompedores horizontales y hacia arriba

El burden se calculó de igual manera que para las zapateras, pero con $f=1.45$ y $S/B=1.25$. Entonces:

$$0.41B^2 + 0.07B - \frac{0.81 * 0.51 * 0.55}{1.45} = 0$$

$$0.41B^2 + 0.07B - 0.157 = 0$$

Con $B= 0.54 \text{ m}$ y $S=0.675 \text{ m}$. Sin embargo, el burden práctico se redujo a:

$$B_{PDHA} = 0.54 - 0.007 = 0.53 \text{ m}$$

Sin embargo, dadas las condiciones geométricas, el burden práctico se tomó como se muestra en la Figura 3.15 (al igual que para los rompedores hacia abajo).

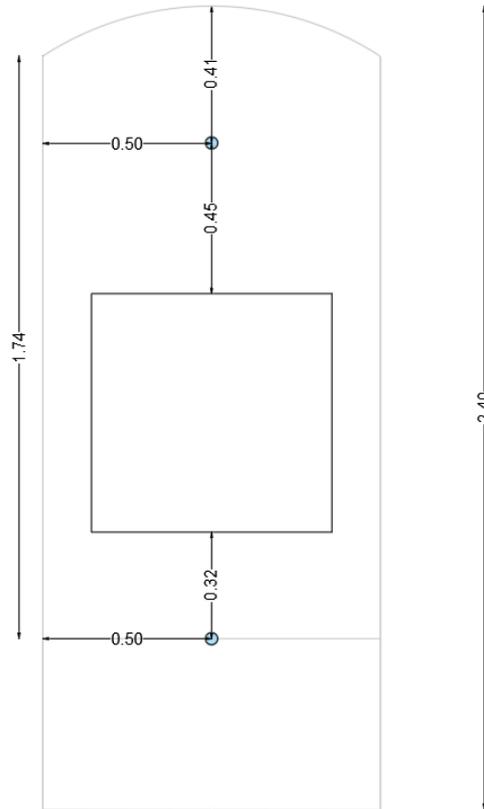


Figura 3.15 Esquema del dimensionamiento del burden para taladros de la zona de destroza.

3.2.1.11 Carga de explosivos para la zona de destroza

Carga de fondo y carga de columna NA

Tanto la carga de fondo como la carga de columna NA de las perforaciones de esta zona se consideraron iguales a los determinados en la zona de contorno de la pared, es decir:

$$h_c = 0,0885 \text{ m}$$

$$m_{E3000} = 0.0515 \frac{\text{kg E3000}}{\text{taladro}}$$

$$H_{NA} = H_c - H_f = 1.4115 \text{ m}$$

$$N_{PNA} = 5 \frac{\text{paquetes de NA}}{\text{taladro}}$$

$$m_{NA} = 0.74 \frac{\text{kg de AN}}{\text{taladro}}$$

La Figura 3.16 muestra la distribución de las cargas explosivas en los taladros de la destroza.

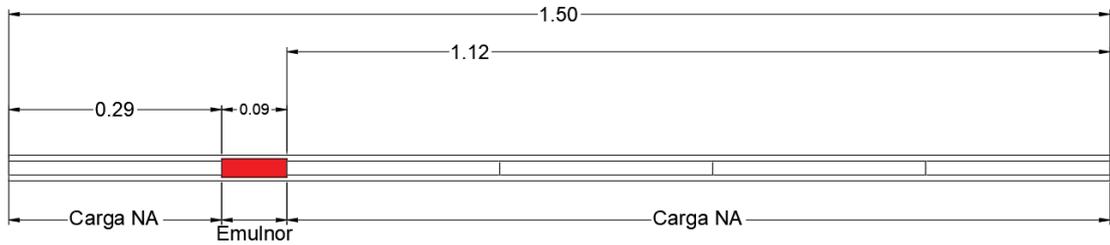


Figura 3.16 Representación de carga de los taladros de la zona de destroza.

La disposición geométrica final de la malla de Perforación se muestra en la Figura 3.17.

3.2.2 Fragmentación: Modelo Kuz-Ram

Primero, fue necesario calcular el factor de roca A (Ecuación (1.39), haciendo uso del índice de volabilidad de Lilly obtenido en la sección 3.1.2.5:

$$A = 0.012 * 587.5 = 7.05$$

A través de la Ecuación (1.38 se obtuvo:

$$X_{50} = 7.05 * (0.42)^{0.8} (0.51 * 1.411)^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{55}\right)^{\frac{19}{30}} = 5.32 \text{ cm}$$

Luego se calculó el valor del índice de uniformidad (n) con la Ecuación (1.41) por zonas cuyos parámetros individuales se aprecian en la Tabla 3.23 y los resultados en la Tabla 3.24. Los valores del índice de uniformidad en cada zona muestran una fluctuación entre 1.1 y 1.7, valores que indican una buena uniformidad para la granulometría final.

Tabla 3.23 Valores de parámetros para el cálculo del índice de uniformidad (n) en la destroza, contorno y zapateras.

	Destroza	Contorno	Zapateras
B	0.50	0.57	0.51
S	0.45	0.58	0.50
D (m)	0.036	0.036	0.036
W	0.007	0.007	0.007
L (m)	1.50	1.50	1.25
H (m)	1.50	1.50	1.50
BCL (m)	0.0889	0.0889	0.1778
CCL (m)	1.411	1.4111	1.0722

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{D}\right) \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right]^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left[\frac{|BCL - CCL|}{L} + 0.1\right]^{0.1} \frac{L}{H}$$

Destroza

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{0.50}{36}\right) \left[\frac{1 + \frac{0.45}{0.50}}{2}\right]^{0.5} \left(1 - \frac{0.007}{0.50}\right) \left[\frac{|0.0889 - 1.411|}{1.5} + 0.1\right]^{0.1} \cdot 1 = 1.155$$

Contorno

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{0.57}{36}\right) \left[\frac{1 + \frac{0.58}{0.57}}{2}\right]^{0.5} \left(1 - \frac{0.007}{0.50}\right) \left[\frac{|0.0889 - 1.411|}{1.5} + 0.1\right]^{0.1} \cdot 1 = 1.706$$

Zapateras

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{0.51}{36}\right) \left[\frac{1 + \frac{0.50}{0.51}}{2}\right]^{0.5} \left(1 - \frac{0.007}{0.50}\right) \left[\frac{|0.0889 - 1.411|}{1.5} + 0.1\right]^{0.1} \cdot 1 = 1.376$$

Con estos valores se determinó el tamaño característico X_c con la ecuación 1.40

$$X_c = \frac{X_{50}}{(\ln 2)^{\frac{1}{n}}} = \frac{A \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}}\right)^{19/3}}{(\ln 2)^{\frac{1}{n}}}$$

Destroza

$$X_c = \frac{X_{50}}{(\ln 2)^{\frac{1}{n}}} = \frac{5.32}{(\ln 2)^{\frac{1}{1.155}}} = 7.31 \text{ cm}$$

Contorno

$$X_c = \frac{X_{50}}{(\ln 2)^{\frac{1}{n}}} = \frac{5.32}{(\ln 2)^{\frac{1}{1.706}}} = 6.59 \text{ cm}$$

Zapateras

$$X_c = \frac{X_{50}}{(\ln 2)^{\frac{1}{n}}} = \frac{5.32}{(\ln 2)^{\frac{1}{1.376}}} = 6.94 \text{ cm}$$

Tabla 3.24 Valores Predictivos de Fragmentación.

	Destroza	Contorno	Zapateras
n	1.155	1.706	1.376
Xc (cm)	7.31	6.59	6.94

3.3 Etapa 3

3.3.1 Costos totales de perforación

Se calculó el costo total de perforación con la Ecuación (1.34) y utilizando las variables descritas en la Tabla 3.25 necesarias para la determinación individual de los parámetros requeridos en el cálculo.

Tabla 3.25 Variables necesarias para la determinación de los parámetros individuales del cálculo total de perforación.

Equipo	Perforadora	Compresor
Precio de adquisición (\$)	1100	38000
Valor residual (\$)	10	10000
Intereses (\$)	-	-
Seguros (\$)	-	-
Impuestos (\$)	-	-
Horas de vida (h)	3600	20000
Factor de reparación	0.15	0.06

Costos de amortización

De la Tabla 3.25 y con la Ecuación (1.35) fue posible determinar el costo de amortización de los equipos usados en la perforación (Perforadora y Compresor):

$$C_A = \frac{1100 - 10}{3600} + \frac{38000 - 10000}{20000} = 1.71 \frac{\$}{h}$$

Costos de intereses seguros e impuestos

En la empresa no se paga ningún costo, referente, intereses, seguros o impuestos en los equipos. Por lo tanto, C_I se consideró nulo.

Costos de mantenimiento y reparaciones

Se tomó nuevamente en cuenta ambos equipos; la perforadora y el compresor y considerando un factor de reparación de 0.15 para la perforadora y de 0.06 para el compresor y de acuerdo con la Ecuación (1.37) se obtuvo:

$$C_M = \frac{1100}{1000} \times 0.15 + \frac{38000}{1000} \times 0.06 = 2.45 \frac{\$}{h}$$

Costos de mano de obra

Se lo determinó considerando la cantidad de personal implicado en la realización de la actividad, en este caso, perforista y ayudante, por el lapso de 8 horas laborables al día (ver Tabla 3.26).

Tabla 3.26 Detalles de costos de mano de obra.

Personal	Salario mensual (\$)	Costo (\$/h)
Perforista	950.00	3.96
Ayudante	750.00	3.13
Total	1700	7.09

Costos de combustibles y energía

Se lo determinó considerando las especificaciones del motor del compresor detalladas en la Tabla 3.27.

Tabla 3.27 Especificaciones del motor del compresor.

Marca	Funcionamiento	Modelo	Tipo de emisión	Consumo
Caterpillar	Diesel	C4.4 ACERT	T3	21.5 L/h

Durante la realización de este proyecto el valor del diésel fue de \$ 0.6414/L. Sin embargo, fue necesario ajustar este valor a la proyección del precio de este combustible para marzo del 2022, fecha en donde se esperaba se alcance el precio internacional (El Comercio, 2021), para ello se realizó una serie geométrica, partiendo desde \$ 0.6414/L, con una razón de 0.03+1 y 8 meses de proyección:

$$\text{Precio del diesel final} = 0.6309 \times (0.03 + 1)^8 = 0.799 \frac{\$}{L}$$

$$C_E = 21.5 \times 0.799 = 17.78 \frac{\$}{h}$$

Costos de aceites, grasas y filtros

Se consideró el 15% del consumo energético, esto es:

$$C_L = 0.15 * 17.78 = 2.67 \frac{\$}{h}$$

Costos de varillas, brocas, manguitos y adaptadores.

El tiempo de vida útil se estimó según la experiencia de los trabajadores y los costos de los insumos (ver Tabla 3.18) y se resume a continuación:

Brocas

$$costo_{broca} = \frac{28}{350} = 0.08 \frac{\$}{mlp}$$

Varillas

$$costo_{varillas} = \frac{100.5}{1250} = 0.0804 \frac{\$}{mlp}$$

El costo final fue de:

$$C_B = 0.08 + 0.0804 = 0.1604 \frac{\$}{mlp}$$

3.3.2 Cálculo de velocidad media de perforación

3.3.2.1 Velocidad media antes de la aplicación del método

La velocidad media de perforación se determinó considerando la longitud promedio de perforación y el tiempo promedio de perforación acorde a las Tabla 3.13 Tabla 3.14, esto es:

$$VM = \frac{Lp}{T}$$

$$VM = \frac{1.43 \text{ m}}{182.66 \text{ s}}$$

$$VM = 7.83 \times 10^{-3} \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

$$VM = 28.18 \text{ m/h}$$

3.3.2.2 Velocidad media después de la aplicación del método

La longitud de perforación se conservó, mientras que los tiempos de perforación nuevos se muestran en la Tabla 3.28.

Tabla 3.28 Tiempos operativos después de la aplicación del método

Emboquille (s)	Penetración (s)	Desatore (s)	Traslado (s)
12.64	151.76	3.59	4.79
	143.16	6.80	2.99
13.17	170.32	4.60	5.97
10.40	161.05	7.05	2.45
11.11	131.14	4.98	4.39
25.94	127.83	5.53	8.72
	179.60	10.12	10.23

10.78	160.64	10.00	9.60
12.16	148.47	1.73	4.70
17.53	191.55	13.61	14.32
16.21	190.88	8.53	11.71
	145.24	7.78	3.09
14.78		9.35	7.61
5.40	120.57	7.70	5.56
4.43	85.00	9.65	7.32
8.92	187.25	1.06	10.55
6.88	148.12	4.74	3.24
7.16	156.31	24.73	11.01
11.01	143.59	8.37	6.81
9.29	153.55	2.59	4.42
11.37	157.34	13.96	6.50
16.79	170.32	16.34	5.53
18.19	190.09	6.06	10.52
13.49	165.21	3.72	1.23
11.53	116.48	8.86	15.30
31.40	118.85	4.43	
PROMEDIO			
13.07	152.57	7.92	7.14
Total (s)		180.7	
Total (min)		3 min 0.7 s	

Es necesario mencionar que la velocidad de penetración se vio afectada en algunos tramos por averías del martillo de la perforadora, por lo que se consideró el tiempo de penetración de la Tabla 3.13 (142.48 s) para el cálculo de la velocidad media, entonces:

$$VM = \frac{1.43}{170.61} = 8.38 E - 3 \frac{m}{s} = 30.17 \frac{m}{h}$$

3.3.3 Velocidad Media de Penetración

3.3.4 Avance

Se midieron los taladros remanentes después de la voladura y se enlistan en la Tabla 3.29, con un promedio total de 4.25 cm y con un avance de 1.39 m que representa el 97% de la longitud de perforación y del 92.5% respecto al barreno. El avance se vio

mejorado en un 9.66% con respecto al avance inicial. Esta diferencia del 9.66% permite avanzar 0.138 m por frente, pudiendo ahorrar hasta 48 frentes por año.

Tabla 3.29. Avance después de la Aplicación del Método

Perforación (cm)
3
7
9
6
2
3
3
1
Promedio (cm)
4.25
Avance (cm)
1.3875
Avance/perforación (%)
97.03
Avance/barreno (%)
92.5

3.3.4.1 Resultados de la prueba de la energía específica

Los pesos individuales de cada una de las muestras para el ensayo en laboratorio se muestran en la Tabla 3.30:

Tabla 3.30 Pesos individuales de las muestradas usadas en laboratorio

Muestra	Peso (g)								
1	40.6	6	39.4	11	35.4	16	44.2	21	35.4
2	46.4	7	48.3	12	48.9	17	39.1	22	49.2
3	42.9	8	35.4	13	45.3	18	38.0	23	40.0
4	37.9	9	43.2	14	39.3	19	44.8	24	45.2
5	43.2	10	45.6	15	41.6	20	43.6	25	38.3
Total	211.0	Total	211.9	Total	210.5	Total	209.7	Total	208.1

Los resultados del número de golpes utilizados y el peso del pasante sobre el tamiz # 35 se muestran en la Tabla 3.31:

Tabla 3.31 Golpes utilizados y peso del pasante

Muestra N°	Golpes	Peso (g)
1	20	2.0
2	20	6.7
3	20	1.2
4	20	0.9
5	20	1.7
Total		12.5
6	30	5.9
7	30	6.0
8	30	3.4
9	30	7.2
10	30	4.8
Total		27.3
11	10	0.5
12	10	1.0
13	10	0.3
14	10	0.6
15	10	1.3
Total		3.7

El peso total de cada prueba se dividió para el peso específico con el fin de obtener el volumen de finos:

$$v_1 = \frac{12.5 \text{ g}}{2.8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}} = 4.5 \text{ cm}^3$$

$$v_2 = \frac{27.3 \text{ g}}{2.8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}} = 9.75 \text{ cm}^3$$

$$v_3 = \frac{3.7 \text{ g}}{2.8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}} = 1.32 \text{ cm}^3$$

Los números de golpes realizados se dividieron para el volumen para obtener el CRS:

$$CRS_1 = \frac{20}{4.5} = 4.44$$

$$CRS_2 = \frac{30}{9.75} = 3.08$$

$$CRS_3 = \frac{10}{1.32} = 7.58$$

El menor valor para el CRS fue de 3.08, el cual se verificó con dos pruebas más (Tabla 3.32):

Tabla 3.32 Pruebas adicionales de golpeo

Muestra N°	Golpes	Peso (g)
16	30	4.3

17	30	5.4
18	30	4.2
19	30	6.9
20	30	5.2
Total		26.0
21	30	8.2
22	30	4.3
23	30	4.5
24	30	3.6
25	30	5.1
Total		25.7

Los resultados fueron:

$$v_4 = \frac{26 \text{ g}}{2.8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}} = 9.29 \text{ cm}^3$$

$$v_5 = \frac{25.7 \text{ g}}{2.8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}} = 9.17 \text{ cm}^3$$

$$CRS_4 = \frac{30}{9.29} = 3.23$$

$$CRS_5 = \frac{30}{9.17} = 3.27$$

Los valores fueron muy cercanos, por lo que se consideró válido el valor de CRS de 3.08. Este valor es típico de las especies de basaltos y de rocas buenas como la del presente estudio

Determinación de la Energía Específica

De acuerdo con la Figura 3.18 se obtuvo un valor de energía específica de $7E10^3$ ft-lb/in³.

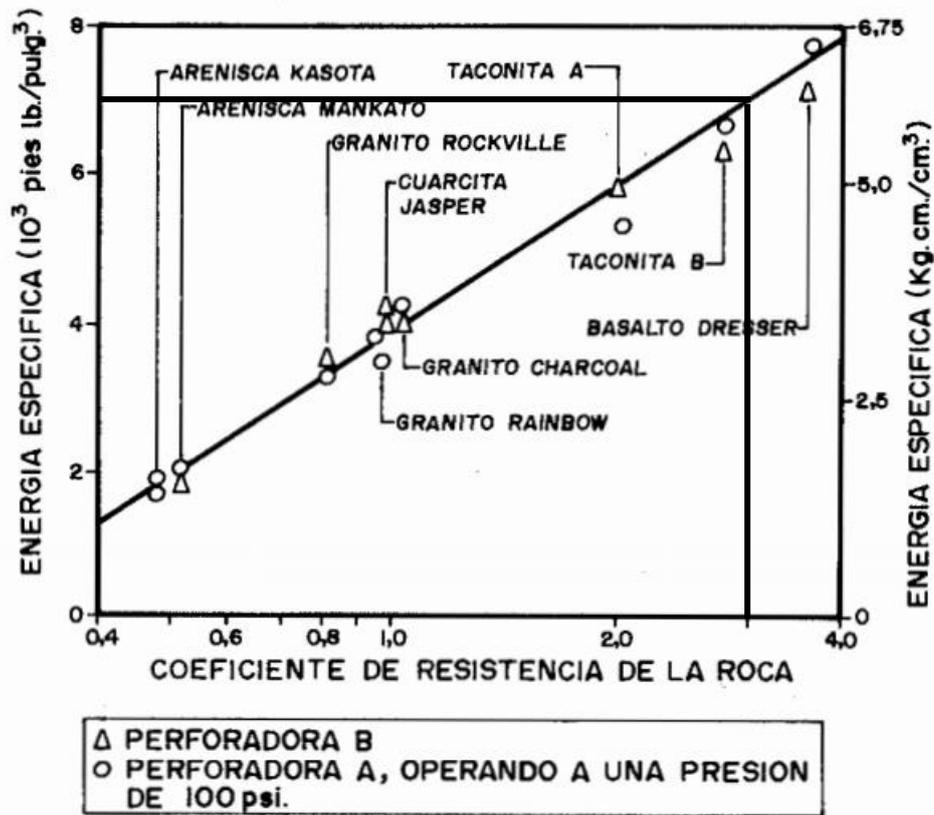


Figura 3.18 Determinación gráfica de la energía específica

La velocidad de penetración teórica fue calculada entonces de acuerdo con la Ecuación (1.32):

$$V_{PT} = \frac{48 * 16964 * 0.6}{\pi * 3.6^2 * 7 * 10^3 / 117.82} = 201.97 \frac{cm}{min} = 121.18 \frac{m}{h}$$

De acuerdo con el tiempo de penetración de la Tabla 3.28, la velocidad de penetración real fue:

$$V_{PR} = \frac{1.43}{142.48} = 0.01 \frac{m}{s} = 36 \frac{m}{h}$$

La velocidad media de perforación acorde al valor de penetración teórica y considerando los tiempos muertos debía ser (Ecuación (1.33) :

$$VM_T = 121.18 \frac{1.43}{121.18 \left(\frac{28.13}{3600} \right) + 1.43} = 72.91 \frac{m}{h}$$

Así, la relación entre la velocidad teórica de penetración y la real fue de:

$$\frac{V_{PT}}{V_{PR}} = \frac{121.18}{36} = 3.37$$

Mientras que la relación entre las velocidades medias teórica y real fue de:

$$\frac{VM_T}{VM_R} = \frac{72.91}{30.17} = 2.42$$

Estas diferencias entre lo teórico y lo real se explican en parte al tipo de perforación (martillo en cabeza), en donde gran parte de la energía del golpeo se pierde mientras el pulso viaja por el barreno y otro por el desgaste del martillo y otros componentes internos.

Costos previos a la aplicación del método

De acuerdo con la Ecuación (1.34);

$$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{VM} + C_B$$

El costo total de perforación por metro lineal antes de la aplicación del método fue:

$$C_T = \frac{1.71 + 0 + 2.45 + 7.09 + 17.78 + 2.67}{28.18} + 0.1604 \left[\frac{\$}{mlp} \right]$$

$$C_T = 1.29 \frac{\$}{mlp}$$

Costos después de la aplicación del método

Mientras que el costo después de la aplicación del método por metro lineal de perforación fue de:

$$C_T = \frac{1.71 + 0 + 2.45 + 7.09 + 17.78 + 2.67}{30.17} + 0.1604 \left[\frac{\$}{mlp} \right]$$

$$C_T = 1.21 \frac{\$}{mlp}$$

La disminución del costo fue de 8 centavos de dólar debido al aumento de la velocidad media de perforación, que a su vez mejoró por la disminución de tiempos muertos.

3.3.5 Costos de explosivos

Los costos de la carga explosiva se calcularon en \$/metros de perforación, primero se calcularon los valores individuales de cada cartucho de explosivo (Tabla 3.33).

Tabla 3.33 Valores individuales por cartucho de explosivo

Explosivo	Longitud de cartucho (m)	Volumen de cartucho (m ³)	Masa de cartucho (kg)	\$/cartucho
Nitrato de Amonio	0.29	8.27E-5	0.147	0.08
Emulnor 3000	0.1778	9.01 x 10 ⁻⁵	0.1	0.40

Entonces se definieron la cantidad de carga explosiva por zonas de la malla (Tabla 3.34 y Tabla 3.35) en base a los resultados de la sección 3.2.1.

Tabla 3.34 Carga de NA

Nitrato de Amonio (NA)				
	N.º paquete antes de carga de fondo	N.º paquete después de la carga de fondo	Paquetes totales	Cantidad de NA (Kg/taladro)
Cuele y contracuele	2	2	4	0.59
Destroza	1	4	5	0.74
Contorno	1	4	5	0.74
Zapateras	1	3	4	0.59

Tabla 3.35 Carga de Emulsión

Emulnor 3000		
Cuña	N.º paquetes	Cantidad de explosivo (Kg/taladro)
Cuña	1	0.10
		Mechas/taladro
		2

Destroza	0.5	0.05	1
Contorno	0.5	0.05	1
Zapatera	1	0.10	1

Entonces, el costo de explosivos por metro lineal fue:

Antes de la aplicación del método

$$C_{Ex} = \frac{(4.5 * 8 * 0.08) + (8 * 0.4) + (5 * 5 * 0.08) + (0.5 * 5 * 0.4) + (5 * 14 * 0.08) + (0.5 * 14 * 0.4) + (3 * 0.08 * 5) + (3 * 0.40)}{1.5 * 30}$$

$$= 0.44 \frac{\$}{m}$$

Después de la aplicación del método

Se determinó considerando con retacado

$$C_{Ex} = \frac{(4 * 16 * 0.08) + (16 * 0.4) + (5 * 2 * 0.08) + (0.5 * 2 * 0.4) + (5 * 9 * 0.08) + (0.5 * 9 * 0.4) + (3 * 0.08 * 4) + (3 * 0.40)}{1.5 * 34}$$

$$= 0.45 \frac{\$}{m}$$

También se determinó el costo sin material retacado

$$C_{Ex} = \frac{(4.5 * 16 * 0.08) + (16 * 0.4) + (5 * 2 * 0.08) + (0.5 * 2 * 0.4) + (5 * 9 * 0.08) + (0.5 * 9 * 0.4) + (3 * 0.08 * 5) + (3 * 0.40)}{1.5 * 30}$$

$$= 0.47 \frac{\$}{m}$$

Es evidente que se aumentó en 1 centavo de dólar con material retacado y 3 centavos de dólar sin material retacado el precio de los explosivos debido a la ampliación de la zona del cuele y contracuele.

Otros costos considerados fueron el uso de fulminante y de la mecha de seguridad por taladro, entonces:

$$\text{Otros costos} = 0.30 + 0.785 = 1.09 \text{ \$/mlp}$$

3.3.6 Costo general de perforación y voladura

Entonces, a través de la Ecuación 2.2 se encontró el costo general de perforación y voladura.

Antes

$$C_{PV} = 1.29 + 0.44 + 1.09 = 2.82 \frac{\$}{mlp}$$

Después

Con retacado

$$C_{PV} = 1.21 + 0.45 + 1.09 = 2.75 \frac{\$}{mlp}$$

Sin retacado

$$C_{PV} = 1.21 + 0.47 + 1.09 = 2.77 \frac{\$}{mlp}$$

Costo por frente de Perforación

Se tomó en cuenta el avance para el costo por frente de avance, para ello se hizo uso de la Ecuación (2.4):

Antes de la aplicación del método de Holmberg:

$$C_{PV\%} = \frac{2.82 * 34 * 1.43}{0.8741} = 156.86 \frac{\$}{frente}$$

Después de la aplicación del método de Holmberg:

$$C_{PV\%} = \frac{2.77 * 34 * 1.43}{0.9703} = 138.80 \frac{\$}{frente}$$

Así, se ahorraron \$18.06 por frente y acorde a los 48 frentes ahorrados anualmente, se pueden ahorrar hasta \$7529.28 anuales con respecto a los costos iniciales.

3.3.7 Otros aspectos

3.3.7.1 Granulometría

Después de la voladura se observó una granulometría más homogénea y fina (Figura 3.19) que sin la malla de perforación realizada (Figura 3.20). Esto se explica en base a los coeficientes de uniformidad mayores a 1 y la geometría del cuele de 4 secciones que permitió mantener en todo momento la perpendicularidad de la zona de alivio.

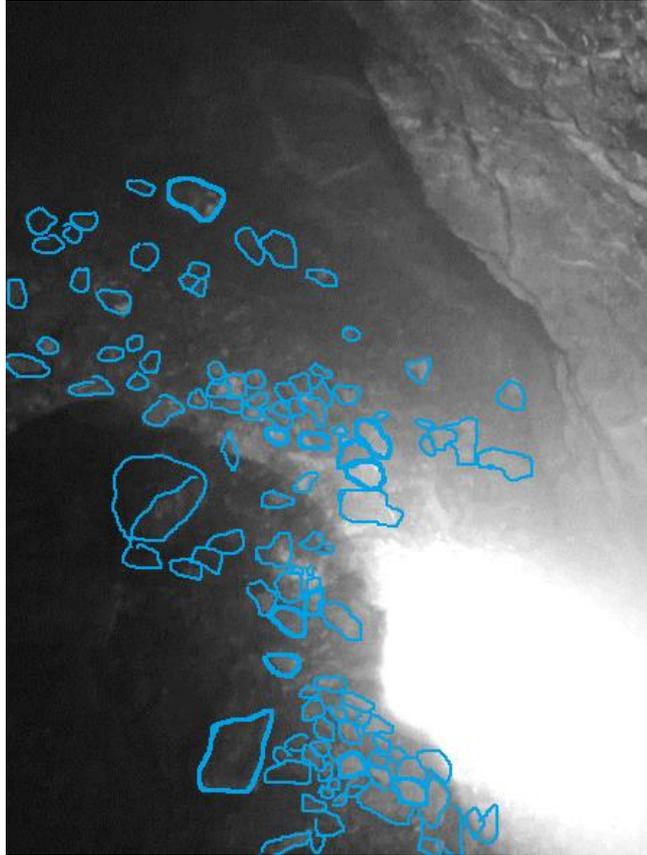


Figura 3.19 Rocas voladas después de la aplicación del método

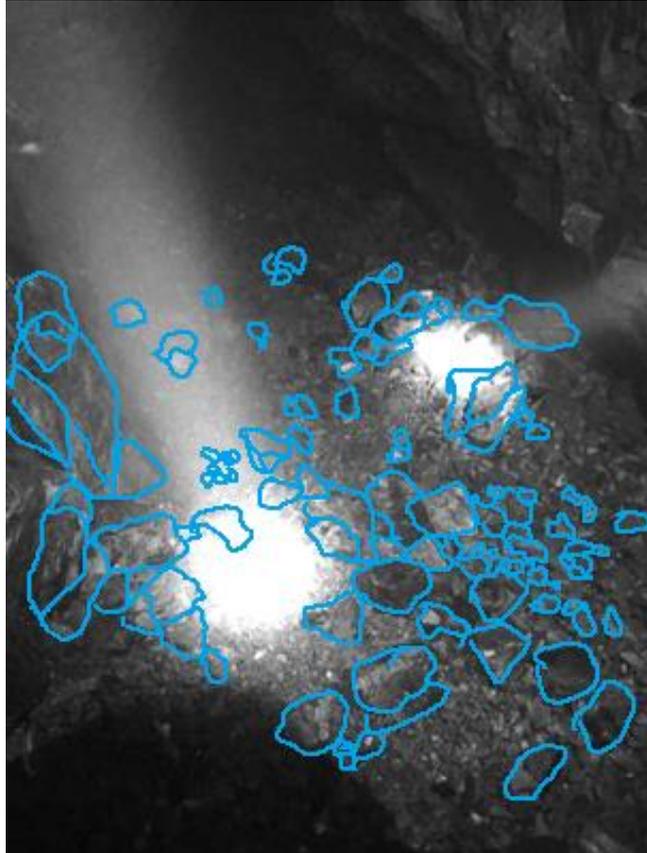


Figura 3.20 Rocas voladas antes de la aplicación de método

3.3.7.2 Aspecto geotécnico y de seguridad

Sin la malla de perforación utilizada la envolvente de sobrerotura fue como se muestra en la Figura 3.22, así mismo, se invirtió cerca de 1.5 horas en el desatone. Mientras que la Figura 3.21 muestra la sobrerotura generada, con menor área de influencia y conservando la forma embovedada de la sección, que genera mayor estabilidad geotécnica y que requirió cerca de 30 minutos para el desquinche.



Figura 3.21 Envolverte de rotura después de la aplicación del método de Holmberg



Figura 3.22 Envolverte de rotura antes de la aplicación del método de Holmberg

CAPÍTULO 4

4. Conclusiones y Recomendaciones

4.1 Conclusiones

Con el fin de optimizar el proceso de perforación y voladura de la empresa, mejorando el avance en los frentes de explotación, reduciendo costos y riesgos, se diseñó una malla de perforación en base al método de Holmberg. Tras haber realizado el proceso metodológico, mostrado los resultados y análisis de los hallazgos obtenidos, se concluye que:

- La aplicación de una buena malla de perforación, con una distribución geométrica racional alineada con las bondades y limitaciones del macizo rocoso (tanto geológicas como geotécnicas), características de los explosivos (gases de explosión, energía de explosión y densidad) y una configuración de carga enriquecida con la experiencia empírica (relación explosivos-macizo rocoso) de los mineros artesanales permite optimizar el avance en los frentes de perforación, reducir los riesgos de estabilidad y mejorar las operaciones subsecuentes del ciclo minero (limpieza, carga y transporte).
- El estudio realizado mostró que el diseño y aplicación de la malla de perforación a través del método de Holmberg y carga explosiva practicada en la empresa frente solamente al método empírico de la empresa presenta los siguientes beneficios:
 - Mejora el avance en los frentes de explotación; 9.66% más avance por frente.
 - Fragmentación más uniforme y fina (tamaño característico máximo de 7.32 cm según el modelo Kuz-Ram) que facilita el paleo, carga y transporte.
 - Voladura más controlada con menor área de sobrerotura, que disminuye los riesgos de caída de rocas y el tiempo de desatone.
 - Ahorro de \$18.06 por frente dado la mejora del avance.

- El avance se vio mejorado en un 9.66% con respecto al avance inicial. Esta mejora permite ahorrar hasta 48 avances por año.
 - Aumento en la velocidad media de perforación y reducción de tiempos muertos de operación al preparar la zona y esbozar la malla de perforación.
- Una malla de perforación con un avance mayor al 95% permite:
 - Una explotación económicamente eficiente; \$7529.28 de ahorro anuales proyectados con un 97.03% de avance frente a un avance del 87.41%.
 - Aprovechar eficientemente los insumos y equipos (explosivos, barrenos, perforadora, combustible, compresor, brocas).
- El costo general de perforación y voladura se redujo de 2.82 \$/mlp a 2.75 \$/mlp y de \$156.86 a \$138.80 para un frente de 2.40 m².
- El estudio llevado a cabo, por otra parte, recalca la importancia de trabajar en sinergia los conocimientos teóricos con el conocimiento empírico de los pequeños mineros y mineros artesanales para mejorar las condiciones dentro de mina.

4.2 Recomendaciones

- Realizar un estudio del comportamiento explosivo del nitrato de amonio grado agrícola (N-34), pues se consideraron valores de la literatura del nitrato de amonio para el desarrollo del estudio.
- Reemplazar el nitrato de amonio grado agrícola por explosivos comerciales (especialmente ANFO) más estudiados y mejor comprendidos, en conjunto con un mejor sistema de ventilación acorde a la producción de gases.
- Las fases subsecuentes del ciclo minero (limpieza, carga, transporte y tratamiento) son también susceptibles a mejora, de manera que cada uno de los procesos unitarios sea eficiente. Por consiguiente, es necesario realizar esfuerzos por optimizar cada una de las operaciones unitarias.
- Las conclusiones remarcan la importancia de contar con una buena malla de perforación para resultados óptimos, por lo que resulta necesario acostumbrar a los perforistas a dibujar la malla antes de la perforación.

- Revisar semanalmente el estado interno de los componentes de la perforadora (especialmente el martillo) para evitar contratiempos durante la perforación de los taladros y tratar de alcanzar las velocidades teóricas de perforación y penetración.

Referencias

- Armijos, J. (2017). *Estudio gravimétrico de la transversal meridional de la cordillera de los Andes, con fines de evaluación tectónica y profundidad cortical del basamento. Tramo La Maná-Ambato-El Puyo*. [Universidad Técnica Particular de Loja]. [http://dspace.utpl.edu.ec/bitstream/20.500.11962/20671/2/Armijos Encarnación%20Jaime Andrés..pdf](http://dspace.utpl.edu.ec/bitstream/20.500.11962/20671/2/Armijos%20Encarnación%20Jaime%20Andrés..pdf)
- Boríssov, S., Klókov, M., & Gornovói, B. (1976). *Labores Mineras*. In Moscú. Editorial Mir.
- Brady, B. H. ., & Brown, E. . (2005). *Rock Mechanics for Underground Mining* (Tercera). Springer.
- Cañapataña-Ccora, A. (2019). *Determinación De Las Condiciones Del Macizo Rocosó En La Profundización Del Avance En La Zona Esperanza Del Nivel 23 Mediante Un Análisis Geomecánico En La Unidad Minera Americana De Cía. Minera Casapalca* [UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO]. http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/10475/Cañapataña_Ccora_Alvvaro_Martin.pdf?sequence=3&isAllowed=y
- Casper, J. (2007). *Minerals Gifts from the Earth*. In *Natural Resurces*. Chelsea House.
- Cayetano, J. (2014). *Diseño de Malla para Perforación y Voladura de Frentes Utilizando Modelo Matemático de Holmberg e Índice de Volabilidad de Lylli* [Universidad Nacional Del Centro Del Centro De Posgrado]. In *Universidad Nacional Del Centro Del Centro De Posgrado*. <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/5992>
- Cooper, P. W. (1996). *Explosives Engineering*. Wiley.
- El Comercio. (2021). *Gasolinas alcanzarán precio internacional en agosto del 2021 y el diésel en marzo del 2022 - El Comercio*. <https://www.elcomercio.com/actualidad/negocios/gasolinas-alcanzaran-precio-internacional-diesel.html>
- Estupiñán, T. del R. (2002). *Diseño y Explotación Subterránea del Nivel A de la Mina Expobonanza-San Gerardo Ubicada en el Cantón Pucará Provincia del Azuay* [Escuela Superior Politécnica del Litoral]. <https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/3386/1/5909.pdf>
- Famesa Explosivos. (2018). *EMULNOR ® Descripción y composición*. <http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2017/07/FT-29.-Emulnor.pdf>

- Hack, R., & Huisman, M. (2002). Estimating the intact rock strength of a rock mass by simple means. *Engineering Geology for Developing Countries*, 0, 1971–1977.
- Hartman, H. L. (1987). *Introductory Mining Engineering*. Wiley.
- Hudson, J. A., & Priest, S. D. (1979). Discontinuities and rock mass geometry. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences And*, 16(6), 339–362. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(79\)90001-9](https://doi.org/10.1016/0148-9062(79)90001-9)
- Hughes, P. B., Milne, D., Pakalnis, R. C., & Samaniego, A. (2017). Empirical Design Methods in Underground Mining. In X.-T. Feng (Ed.), *Rock Mechanics and Engineering* (Vol. 3, pp. 401–424). CRC Press/Balkema.
- Illescas, R. (2018). *Perspectivas del sector minero en el Ecuador*. http://servicios.industrias.gob.ec/site_foro_empresarial/ponencias/Panel2/8PPT_Ministra_Illescas.pdf
- Instituto de Investigación Geológico y Minero [IIGE]. (2018). *Guía Para la Pequeña Minería y Minería Artesanal*. Gobierno de la República del Ecuador.
- Instituto de Investigación Geológico y Minero [IIGE]. (2019). *Guía Técnica Minera para la Pequeña Minería y Minería Artesanal*. Gobierno de la República del Ecuador.
- Jethro, M. A., Ajayi, O. D., & Elijah, O. P. (2016). Rock Fragmentation Prediction using Kuz-Ram Model. *Journal of Environment and Earth Science*, 6(5), 110–115.
- Konya, C., & Albarran, E. (1998). *Diseño de Voladuras*.
- Laboratorio Oficial José María de Madariaga [LOM]. (2015). *GUÍA SOBRE CONTROL GEOTÉCNICO EN MINERÍA SUBTERRÁNEA: Vol. LXXIII*.
- Langefors, U., & Kihlström, B. (1963). *The modern technique of rock blasting*. <https://books.google.com/books?id=NLxTAAAAMAAJ>
- Lee, C.-I., Yong-Hun, J., Jeon, S., Choi, Y.-K., & Kim, H.-S. (2005). The Computerized Design Program for Tunnel Blasting Chung-In Lee, Yong-Hun Jong, Seokwon Jeon, Seoul National University, Seoul, Korea Yong-Kun Choi, Hag-Soo Kim, GeoGeny Consultants Group Inc., Seoul, Korea. *International Society of Explosives Engineers*, 1, 1–10.
- López Jimeno, C. (2003). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. In *Ingeopress* (p. 7). http://www.entornografico.com/ingeopres/Ing_119/ing119_sum.htm
- Loza, R. A. (2013). *APLICACIÓN DEL MÉTODO DE HOLMBERG PARA EL MEJORAMIENTO DE LA MALLA DE VOLADURA EN LA EMPRESA MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A. UNIVERSIDAD NACIONAL “JORGE BASADRE*

GROHMANN" -TACNA.

- Lozano, J. (2015). *Diseño de explotación por corte y relleno ascendente de la Veta MARY en la Empresa Produminsa, sector Bella Rica* [ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO]. <http://dspace.esPOCH.edu.ec/bitstream/123456789/4904/1/53T00006.pdf>
- Mendoza, M. J., Rivera, C., Arauzo, L., & Raymundo, C. (2020). *Pearse and Holmberg Mathematical Model to Reduce the Damage Zone in Horizontal Underground Mining Works*.
- Meyer, R., Köhler, J., & Homburg, A. (2007). *Explosives* (Sexta). Wiley.
- Montaño, D. (2021). *Consulta popular en Cuenca: ¿una victoria contra la minería o el inicio de otra batalla legal?* <https://es.mongabay.com/2021/03/consulta-popular-prohiben-mineria-en-cuenca-ecuador/>
- Ojeda, W. (2008). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia. *Diseño De Mallas De Perforación Y Voladura Subterránea Aplicando Un Modelo Matematico De Areas De Influencia*, 1–71.
- Paone, J. (1969). *Drillability studies-laboratory percussive drilling*. Bureau of Mines. <http://hdl.handle.net/2027/mdp.39015077554312>
- Persson, P., Holmberg, R., & Lee, J. (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. CRC Press.
- Poma, M., Quispe, G., Mamani-Macedo, N., Zapata, G., Raymundo-Ibañez, C., & Dominguez, F. (2020). Drilling-and-Blasting Mesh Design for Underground Mining Using the Holmberg Method. In *Advances in Intelligent Systems and Computing: Vol. 1152 AISC* (pp. 683–689). https://doi.org/10.1007/978-3-030-44267-5_103
- QUIMASA. (2018). *Ficha técnica Nitrato de Amonio*. https://agroquimasa.com/wp-content/uploads/2020/09/FT-PASTOS-NITRATO-DE-AMONIO_compressed.pdf
- Quispe, J. (2014). *El modelo matemático de Holmberg como alternativa en el diseño de las mallas de perforación para optimizar las operaciones de voladura subterránea en la CIA. minera CASAPALCA S.A.* Univesidad Nacional de Huancavelica.
- Rebolledo, F. (2018). *Desarrollo de Metodología de Diseño y Planificación de Tronadura Controlada para Administrar y Controlar los Riesgos Geotécnicos*. (Vol. 1) [UNIVERSIDAD DE CHILE]. <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/151618/Desarrollo-de->

metodologia-de-diseño-y-planificacion-de-tronadura-controlada-para-administrar-y-controlar-riesgos.pdf?sequence=1&isAllowed=y

- Rodríguez, S. S., Valero, J. D. L., & Gómez, C. L. (2018). Correlations of geomechanical indices for Andean environments. *Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses*, 1(May), 389–394.
- Rojas Linares, E. L. (2018). Un nuevo enfoque predictivo de la fragmentación en la Voladura de Rocas. *Industrial Data*, 21(1), 17. <https://doi.org/10.15381/idata.v21i1.14907>
- Sánchez, L., Espinosa, M. G., & Eguiguren, M. B. (2016). *The Extractive Industries and Society “ Golden reality ” or the “ reality of gold ”: Artisanal mining and socio-environmental conflict in Chinapintza , Ecuador.* 3, 124–128. <https://doi.org/10.1016/j.exis.2015.11.004>
- Seccatore, J., Magny, L., & De Tomi, G. (2014). Technical and operational aspects of tunnel rounds in artisanal underground mining. *Rem: Revista Escola de Minas*, 67(3), 303–310. <https://doi.org/10.1590/S0370-44672014000300010>
- Seccatore, J., Marin, T., De Tomi, G., & Veiga, M. (2014). A practical approach for the management of resources and reserves in Small-Scale Mining. *Journal of Cleaner Production*, 84(1), 803–808. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2013.09.031>
- Singh, B., & Goel, R. K. (2011). *Engineering Rock Mass Classification*. Elsevier.
- Vasquez, D., & Arauzo, L. (2021). *Drilling Mesh Design based on Holmberg ’ s Mathematical Model to Decrease Mineral Fragmentation of Blasting Processes at Underground Mines in Peru.* 14(2), 144–150.
- Warnaars, X. S. (2012). Why be poor when we can be rich? Constructing responsible mining in El Pangui, Ecuador. *Resources Policy*, 37(2), 223–232. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2011.10.001>
- Warren, S. N. (2016). Empirical Ground Support Recommendations for Underground Gold Mines in Nevada [University of Nevada]. In *50th US Rock Mechanics / Geomechanics Symposium 2016* (Vol. 4). https://www.researchgate.net/publication/318543220_Empirical_Ground_Support_Recommendations_and_Weak_Rock_Mass_Classification_for_Underground_Gold_Mines_in_Nevada/figures?lo=1
- Ynquiilla, J. (2018). *DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN PARA LA ESTANDARIZACIÓN DEL FRENTE DE LA GALERÍA DE DESARROLLO NIVEL*

INTERMEDIO DE LA CORPORACIÓN MINERA ANANEA S.A. [UNIVERSIDAD
NACIONAL DEL ALTIPLANO].

http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/7228/Ynquilla_Mamani_Jairino.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Zhang, L. (2017). *Engineering Properties of Rocks* (Segunda). Elsevier.
<https://doi.org/10.1016/B978-0-12-802833-9.00005-5>

Anexo A

Tabla 1 Carta para determinación del RMR₇₆. Fuente: Warren, 2016

Clasificación Geomecánica de Macizos Rocosos									
Parámetro			Rango de valores						
1	Roca intacta	Índice de resistencia a la carga puntual (MPa)	>8	4-8	2-4	1-2	Para este rango bajo se prefiere una prueba de compresión no confinada.		
		Resistencia a la compresión no confinada UCS (MPa)	>200	100-200	50-100	25-50	10-25	3-10	1-3
	Calificación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Calificación		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades (m)		>3	1-3	0.3-1	0.05-0.3	<0.05		
	Calificación		30	25	20	10	5		
4	Condiciones de las discontinuidades		Superficies muy rugosas, no continuas, sin separacione s, roca de pared no meteorizada.	Superficies levemente rugosas, separación <1mm. Paredes levemente meteorizadas.	Superficies levemente rugosas, separación <1mm. Paredes altamente meteorizadas.	Superficie s rebanadas o muescas <5mm de espesor. Continuo	Muescas suaves >5mm de espesor o separación >5mm. Continuo.		
	Calificación		25	20	12	6	0		

5	Agua subterránea	Afluencia por 10m de longitud de túnel (l/min)	Ninguna	<25	25-125 o	>125	
		Relación entre la presión del agua conjunta y el esfuerzo principal mayor	0	0.0-0.2	0.2-0.5	>0.5	
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Agua bajo presión moderada	Agua fluyendo	
	Calificación		10	7	4	0	
B. Ajuste del puntaje para las orientaciones de las juntas							
Rumbo y buzamiento de las discontinuidades		Muy favorable	Favorable	Medio	No favorable	Nada favorable	
Calificación	Túneles y minas		0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60
C. Clases de macizos rocosos y parámetros de diseño correspondientes y propiedades ingenieriles							
Número de clase		I	II	III	IV	V	
RMR		100-81	80-61	60-41	40-21	<20	
Descripción		Muy buena	Buena	Media	Pobre	Muy pobre	
Tiempo de estabilidad medio		10 años para 5 m de avance	6 meses para 4 m de avance	1 semana para 3 m de avance	5 h para 1.5 m de avance	30 min para 1 m de avance	
Cohesión del macizo rocoso (MPa)		>0.4	0.3-0.4	0.2-0.3	0.1-0.2	<0.1	
Ángulo de fricción interno del macizo rocoso (°)		>45	40-45	35-40	30-35	<30	
Cohesión (kPa)		>300	200-300	150-200	100-150	<100	

Tabla 2 Clasificación Geomecánica de Macizos Rocosos RMR₈₉. Fuente: Zhang, 2017.

Clasificación Geomecánica de Macizos Rocosos									
Parámetro			Rango de valores						
1	Roca intacta	Índice de resistencia a la carga puntual (MPa)	>10	4-10	2-4	1-2	Para este rango bajo se prefiere una prueba de compresión no confinada.		
		Resistencia a la compresión no confinada UCS (MPa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
	Calificación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Calificación		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades (m)		>2	0.6-2	0.2-0.6	0.06-0.2	<0.06		
	Calificación		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades		Superficies muy rugosas, no continuas, sin separaciones, roca de pared no meteorizada.	Superficies levemente rugosas, separación <1mm. Paredes levemente meteorizadas.	Superficies levemente rugosas, separación <1mm. Paredes altamente meteorizadas.	Superficies rebanadas o muescas <5mm de espesor. Continuo	Muecas suaves >5mm de espesor o separación >5mm. Continuo.		
	Calificación		30	25	20	10	0		

5	Agua subterránea	Afluencia por 10m de longitud de túnel (l/min)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125
		Relación entre la presión del agua conjunta y el esfuerzo principal mayor	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Agua fluyendo
	Calificación		15	10	7	4	0
B. Ajuste del puntaje para las orientaciones de las juntas							
Rumbo y buzamiento de las discontinuidades			Muy favorable	Favorable	Medio	No favorable	Nada favorable
Calificación	Túneles y minas		0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60
C. Clases de macizos rocosos y parámetros de diseño correspondientes y propiedades ingenieriles							
Número de clase			I	II	III	IV	V
RMR			100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Descripción			Muy buena	Buena	Media	Pobre	Muy pobre
Tiempo de estabilidad medio			20 años para 15 m de avance	1 año para 10 m de avance	1 semana para 5 m de avance	10 h para 2.5 m de avance	30 min para 1 m de avance
Cohesión del macizo rocoso (MPa)			>0.4	0.3-0.4	0.2-0.3	0.1-0.2	<0.1
Ángulo de fricción interno del macizo rocoso (°)			>45	35-45	25-35	15-25	<15
Módulo de deformación (GPa)			>56	56-18	18-5.6	5.6-1.8	<1.8

Tabla 3 Tabla de Estimación UCS en campo. Fuente: Cañapataña-Ccora, 2019; Hack & Huisman, 2002 y Ynquilla, 2018

UCS	Característica
>250 MPa	Se rompen esquirlas con el martillo geológico
100-250 MPa	Es necesario golpear varias veces a la muestra con el martillo geológico con mucha fuerza para obtener pequeños fragmentos
50-100 MPa	Se necesita más de un golpe con mucha fuerza para romper la muestra
12.5-50 MPa	La muestra se rompe con un golpe firme del martillo
5-12.5 MPa	Se puede desconchar la roca con una navaja con mucha presión y con la presión fuerte de la punta del martillo en la roca
1.25-5 MPa	La muestra se desconcha fácilmente con la ayuda de una navaja o se puede romper con la mano
<1.25 MPa	La muestra se deshace en la mano

Tabla 4 Tabla de puntajes para el BI. Fuente: Rebolledo, 2018.

Parámetro	Clasificación	Puntaje
RMD	Poco consolidado	10
	Diaclasado en bloques (0.5cm)	20
	Diaclasado en bloques (0.1m)	30
	Diaclasado en bloques (>1m)	40
	Masivo	50
JPS	Muy pequeño (<0.1m)	10
	Pequeño (0.1-0.3m)	20
	Medio (0.3-0.6m)	30
	Grande (0.6-10m)	40
	Muy grande (>1m)	50
JPO	Horizontal	10
	Manteo hacia la cara	20
	Rumo normal a la cara	30
	Manteo contra la cara	40
SGI	$SGI=25 \times \text{Densidad} - 50$	-
HD	Blanda	1
	Promedio	2
	Dura	5
	Muy dura	8
	Extremadamente dura	12
	$HD=0.05 \times UCS$	-

Tabla 5 Tabla Corregida de Lilly para Labores Subterráneas. Fuente: Cayetano, 2014.

PARÁMETROS GEOMECÁNICOS	CALIFICACIÓN
DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMD)	
Fracturación intensa	20
Bloques y capas	30
Bloques irregulares	40
Bloques regulares	50
ESPACIAMIENTO PROMEDIO ENTRE PLANOS DE JUNTAS O FRACTURAS (JPS)	
<0.06 m	10
0.06 – 0.2 m	20
0.2 – 0.6 m	30
0.6 – 2 m	40
> 2 m	50
ORIENTACIÓN DE LOS PLANOS PRINCIPALES DE LAS JUNTAS (JPO)	
DIRECCIÓN PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL	
Excavación con buzamiento	
Buzamiento 45 – 90°	40
Buzamiento 20 – 45°	35
Excavación contra Buzamiento	
Buzamiento 45 – 90°	30
Buzamiento 20 – 45°	25
Dirección paralela al eje del túnel Buzamiento	
Buzamiento 45 – 90°	15
Buzamiento 20 – 45°	10
Buzamiento 0 – 20° cualquier dirección	10
Influencia del peso específico (SGI)	
SGI=25xDensidad-50	
Radio de influencia de la resistencia (HD)	
HD=0.05xUCS	

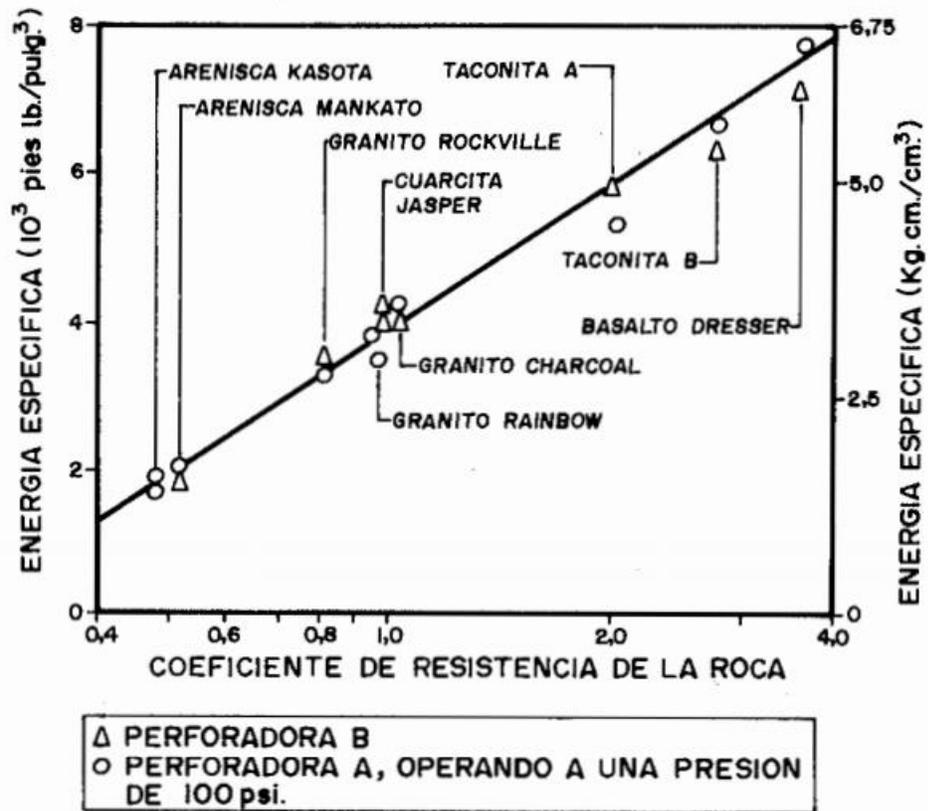


Figura B. Relación entre la energía Especifica y el CRS. Fuente: Paone, 1969.

A.1 Procedimiento para la obtención de la fórmula de Velocidad Media de Perforación

Si se considera a T como el tiempo necesario para el emboquillamiento del barreno (t_1), retiro del barreno (t_2), desplazamiento desde otro taladro o hacia otro taladro (t_3), tiempo del cambio de barreno (t_4), limpieza del barreno (t_5), desatore del taladro (t_6), etc., y a la perforación de un taladro (t_p), esto es (Ecuación 1):

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + \dots + t_p \quad (1)$$

Y agrupando a la sumatoria de los tiempos $t_1+t_2+\dots$ como tiempos muertos t_m (Ecuación 2):

$$T = t_m + t_p \quad (2)$$

Es evidente que el tiempo de perforación t_p resulta de la velocidad de penetración, esto es (Ecuación 3):

$$t_p = L_p V_p^{-1} \quad (3)$$

donde: L_p es la longitud de penetración y V_p es la velocidad de penetración. De la misma manera, el tiempo total T puede obtenerse de una hipotética velocidad de perforación media como se observa en la Ecuación 4:

$$T = L_p V M^{-1} \quad (4)$$

donde VM es la velocidad media de perforación.

Así, si se juntan las Ecuaciones 2 y 3 en la Ecuación 4, se obtiene la Ecuación 5:

$$L_P VM^{-1} = t_m + L_P V_P^{-1} \quad (5)$$

despejando para VM se tiene finalmente la Ecuación 6:

$$VM = V_P \frac{L_P}{V_P(t_m) + L_P} \quad (6)$$

Anexo B

Tabla 6 Tabla de variables necesarias requeridas para la implementación del método de Holmberg.

Variables para el uso de Método de Holmberg		
Variable	Símbolos	Valor
Diámetro del taladro de alivio(m)	φ	
Profundidad del taladro	H	
Diámetro del taladro	d	
Número de taladros de alivio	N	
Desviación angular (m/m) (ver en la literatura)	α_2	(15%)
Desviación del collarín	α_1	
Constante de la roca	c	
Gravedad específica del explosivo relativa a la del ANFO	Sanfo	
Factor de desviación máxima	F	
Ancho del túnel	a	
Ángulo de desviación	γ	
Factor de fijado	f	1,45
Cantidad de perforaciones en zapatera	N	
Espaciamiento	SL	

Tabla 7 Tabla de variables necesarias para la obtención de la constante de roca c.

Variables para la obtención de la constante de la roca		
Necesidad	Símbolo	Valor
Roca intacta		
Frecuencia de discontinuidades	λ	
Espaciamiento de discontinuidades		
Condiciones de discontinuidades		
Agua Subterránea		
Ajuste		
	ρ_r	
Indicie de Resistencia Geológica	GSI	
Descripción del macizo rocoso según los sistemas de discontinuidades	RMD	
Espaciamiento promedio entre planos de juntas	JPS	
Orientación de los planos principales de las juntas	JPO	
Influencia del peso específico	S _G I	
Dureza de la roca estimada	HD	
Energía del explosivo		

Tabla 8 Tabla de variables necesarias para el análisis de costos.

Variables para el análisis de costos		
Necesidad	Símbolos	Valor
Precio adquisición	PA	
Valor residual	VR	
Horas de vida	Hv	
Número de años de vida,	N	
Horas de trabajo al año,	Ht	
Intereses,	I	
Impuestos	S	
Seguros,	Im	
Precio del equipo,	Pe	
Factor de reparación	Fr	
Salario del perforista	SP	
Salario del ayudante	SA	
Especificaciones del motor		
10 a 12 % consumo energético		
Potencia de la perforadora (kg/min)	PM	
Diámetro del taladro (cm)	D	
Rendimiento de transmisión de energía (0,6-0,8)	Re	
Energía específica por unidad de volumen (kg/cm ³)	Ev	
Longitud de perforación efectuada	Lp	
Emboquilla miento de barreno	t1	
Retiro de barreno	t2	
Desplazamiento de un taladro a otro	t3	
Tiempo de cambio de barreno	t4	
Limpieza de barreno	t5	
Desatore	t6	
Perforación de un taladro	tp	
Costo de brocas	cB	
Costos de adaptadores	cA	
Costos de varillas	cV	