



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

“Optimización de los procesos de perforación y voladura de rocas en el frente de explotación “Nivel H” de la mina Agua Dulce, Portovelo - El Oro”.

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autor:

CARLOS ANDRÉS CORONEL BAUTISTA

Director:

ERNESTO PATRICIO FEJOO CALLE

CUENCA-ECUADOR

2019

DEDICATORIA

El presente trabajo va dedicado a mi madre Jaqueline Bautista H., a mi padre Ítalo Coronel C., a mi hermana Lizeth Coronel B., por su amor, trabajo y sacrificio en todos estos años, además fueron mi pilar fundamental para poder lograr una de mis metas más anheladas, siendo mi guía, sustento y aliento para continuar, impulsándome a ser mejor continuamente, motivándome y creyendo en mi a largo de mi carrera universitaria, gracias a ustedes hemos logrado llegar hasta aquí.

A Dios por ser mi guía espiritual en todo momento, por ser el inspirador y darme la fuerza, fe y confianza, para poder culminar una de mis etapas más anheladas.

Finalmente, quiero dedicar este logro a todas las personas especiales que me acompañaron en esta etapa de mi vida, que con su aporte me ayudaron a formarme como profesional e hicieron de mí una mejor persona.

AGRADECIMIENTO

Mi gratitud hacia Dios y la Purísima de Macas por ser mi guía en todos estos años de mi carrera universitaria.

A mis padres por el sacrificio realizado en todos estos años, por inculcarme valores, a ser responsable, a nunca darme por vencido ante las adversidades que se presentan a lo largo de la vida, por el apoyo constante que me permitió culminar con mis estudios.

A toda mi familia por siempre estar ahí para darme aliento y apoyo para poder culminar esta etapa de mi vida.

A mis compañeros de clase, a los amigos que fui haciendo a lo largo de mi carrera universitaria que me apoyaron, dándome enseñanzas tanto para el campo profesional como para la vida.

A la empresa Minera Carlos Pacheco, por su gran hospitalidad a lo largo de mi trabajo de trabajo de titulación, por brindarme enseñanzas para el ámbito profesional.

Mi sincero agradecimiento a la Universidad del Azuay, a todos los docentes de la carrera de Ingeniería en Minas que me formaron como persona y profesional a lo largo de mi carrera universitaria, en especial al Ing. Leonardo Núñez, Ing. Gil Álvarez, Ing. Fernando Valencia, Ing. Federico Auquilla, Dr. Juan Calderón, quienes con su enseñanza impartida en las aulas de clase hicieron que pueda aprender y crecer día a día como profesional.

Finalmente, quiero agradecer de manera especial a mi director de tesis Ing. Patricio Feijoo, por haberme guiado no solamente en mi trabajo de titulación, sino a lo largo de mi carrera universitaria, con los conocimientos necesarios para desarrollarme profesionalmente.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE FIGURAS.....	viii
ÍNDICE DE TABLAS	xi
RESUMEN.....	¡Error! Marcador no definido.
ABSTRACT.....	¡Error! Marcador no definido.
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I.....	2
MARCO TEÓRICO.....	2
1.1. Ubicación geográfica y accesibilidad.....	2
1.1.1. Ubicación	2
1.1.2. Acceso	2
1.1.3. Área y tipo de Minería	3
1.1.4. Coordenadas y ubicación de la Concesión.....	3
1.2. Geología	5
1.2.1. Geología Regional	5
1.2.2. Geología Local.....	5
1.2.3. Geología Estructural	6
1.2.4. Mineralización	6
1.3. Propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso.....	7
1.3.1. Porosidad.....	9
1.3.2. Densidad.....	9
1.3.3. Resistencia a la compresión simple	9

1.3.4.	Resistencia a la tracción	10
1.3.5.	Influencia de las Condiciones Geológicas	10
1.4.	Clasificación geomecánica	13
1.4.1.	Índice de calidad de roca de Deere (RQD)	13
1.4.2.	Clasificación Geomecánica RMR	14
1.5.	Perforación	16
1.5.1.	Métodos de Perforación	16
1.5.2.	Tipos de Perforación	17
1.5.3.	Equipos de Perforación	18
1.5.4.	Componentes principales de un Sistema de perforación.....	18
1.5.5.	Compresores.....	18
1.5.6.	Esquema de Perforación.....	19
1.6.	Explosivos	23
1.6.1.	Propiedades de los Explosivos	25
1.6.2.	Explosivos Industriales	27
1.6.3.	Sistemas de Iniciación.....	30
1.6.4.	Criterios de selección del explosivo.....	33
1.7.	Mecanismo de Fragmentación de la Roca.....	35
1.7.1.	Influencia de la característica de las rocas	36
1.7.2.	Influencia de la característica de los explosivos	38
1.8.	Voladuras.....	38
1.8.1.	Factores que afectan el Diseño de Voladuras	38
1.8.2.	Partes de la voladura subterránea.....	40
1.8.3.	Secuencia de Encendido.....	41
CAPÍTULO II		43
DISEÑO Y SELECCIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADA		43

2.1. Área de Explotación	43
2.1.1. Antecedentes	43
2.1.2. Descripción del área de explotación	44
2.1.3. Perforación.....	52
2.1.4. Explosivos y accesorios de voladura utilizados en la actualidad.....	54
2.1.5. Malla de perforación y voladura actual	57
2.2. Criterios de selección del explosivo	64
2.2.1. Características de los Explosivos.....	64
2.3. Metodología del cálculo para el diseño de la malla de perforación	66
2.3.1. Número de barrenos para túneles y galerías	66
2.3.2. Nueva teoría para calcular el burden	70
CAPÍTULO III.....	79
APLICACIÓN DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADA.....	79
3.1. Diseño y aplicación del mejoramiento de la malla de perforación	79
3.1.1. Número de barrenos.....	79
3.2. Diseño de malla de perforación	80
3.2.1. Longitud del barreno.....	80
3.2.2. Desviación de perforación	81
3.2.3. Acoplamiento del explosivo	81
3.2.4. Determinación Burden de arranque	81
3.2.5. Determinación Burden de ayudas	83
3.2.6. Determinación Burden de subayudas	84
3.2.7. Determinación Burden de contorno.....	84
3.3. Distribución de barrenos.....	85
3.3.1. Distribución y dimensionamiento de los barrenos.....	88
3.3.2. Consumo de sustancia explosiva	88

3.4. Discusión de los resultados	89
3.4.1. Situación después de la aplicación.....	89
3.4.2. Resultado del método aplicado	90
3.4.2.1. Avance por Voladura	91
3.4.3. Esquema comparativo entre la malla antes utilizada y la optimizada	94
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	96
Conclusiones	96
Recomendaciones	98
BIBLIOGRAFÍA.....	99

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. 1: Mapa político de la provincia de El Oro.....	2
Figura 1. 2: Ubicación de Concesión Bomba de Pacchapamba Unificada.	4
Figura 1. 3: Mapa Geología local Zaruma - Portovelo.	5
Figura 1. 4: Interacción de las propiedades de la roca y las variables controlables con las operaciones mineras.....	8
Figura 1. 5: Control geológico de las propiedades de la matriz rocosa y del macizo rocoso.	8
Figura 1. 6: Valores de resistencia de la matriz rocosa sana.....	10
Figura 1. 7: Influencia de la estructura geológica en la estabilidad de un túnel.	11
Figura 1. 8: Estabilidad de las rocas de falla en un túnel.	12
Figura 1. 9: Partes de perforación y voladura en túneles mineros.	19
Figura 1. 10: Corte en cuña. Manual de Perforación y Voladura.	20
Figura 1. 11: Corte en abanico. Manual de Perforación y Voladura.....	21
Figura 1. 12: Tipos de corte en quemados.	22
Figura 1. 13: Corte en doble espiral.	22
Figura 1. 14: Corte coromant.	23
Figura 1. 15: Tipo de reacción en función de la cinética química.	24
Figura 1. 16: Explosivos componentes principales.....	28
Figura 1. 17: Características de los explosivos.	30
Figura 1. 18: Detonador eléctrico instantáneo y de retardo.	31
Figura 1. 19: Detonador no eléctrico.....	32
Figura 1. 20: Ilustración 19: Sistema fulminante y Mecha de Seguridad.	32
Figura 1. 21: Costes relativos de perforación y voladura en rocas duras para distintas alternativas de carga.....	33
Figura 1. 22: Selección del explosivo en función de las propiedades del macizo rocoso.	34
Figura 1. 23: Tipos de fisuras en las proximidades del barrenos.....	36
Figura 1. 24: Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura.	37
Figura 1. 25: Parámetros que afectan al rendimiento de una voladura.	39
Figura 1. 26: Ilustración 25: Posición de los diferentes grupos de barrenos.	40
Figura 1. 27: Secuencia de encendido.....	42
Figura 2. 1: Método de Explotación: Corte y Relleno.	45

Figura 2. 2: Dimensiones del túnel del frente de explotación Nivel H.	46
Figura 2. 3: Picnómetro 10 ml.	46
Figura 2. 4: Peso del picnómetro con agua.	47
Figura 2. 5: Peso del picnómetro con roca de caja.	48
Figura 2. 6: Testigos de Roca para ensayo de la Resistencia a la Compresión Simple.	49
Figura 2. 7: Colocación del testigo en la prensa hidráulica para ensayo.	50
Figura 2. 8: Perforadora Jack Leg YT-27.	53
Figura 2. 9: Cartucho EMULNOR 1"X7"	54
Figura 2. 10: Fulminante ordinario N°8.	55
Figura 2. 11: Mecha de seguridad.	56
Figura 2. 12: Malla de Perforación actual.	57
Figura 2. 13: Dimensionamiento Malla de Perforación actual.	58
Figura 2. 14: Cargado de explosivo en el cuele de la voladura.	58
Figura 2. 15: Cargado de explosivos de Destroza, Contorno y Zapateras.	59
Figura 2. 16: Sistema de iniciación: fulminante ordinario y mecha de seguridad.	59
Figura 2. 17: Esparcimiento de los gases luego de la voladura.	66
Figura 2. 18: Gráfica $Dt - 1$	68
Figura 2. 19: Gráfica constante "C".	69
Figura 2. 20: Área de influencia de un barreno después de la voladura.	70
Figura 2. 21: Área de influencia del barreno con relación al burden y espaciamento.	71
Figura 2. 22: Longitud de carga.	72
Figura 2. 23: Barreno con carga de fondo y columna.	73
Figura 2. 24: Curva de desviación con barrenos.	75
Figura 2. 25: Área de influencia del barreno: Burden con respecto a la cara libre. ...	76
Figura 2. 26: Cara libre plana a circular.	76
Figura 2. 27: Espaciamento entre barrenos de alivio.	78
Figura 3. 1: Medidas de galería en el frente de explotación.	79
Figura 3. 2: Área de influencia de los barrenos en el frente.	85
Figura 3. 3: Área de influencia barrenos de arranque.	85
Figura 3. 4: Dimensionamiento barrenos de arranque.	86
Figura 3. 5: Área de influencia burden de ayudas.	86
Figura 3. 6: Dimensionamiento barrenos de ayuda.	86

Figura 3. 7: Áreas de influencia burden de subyudas y contorno.	87
Figura 3. 8: Dimensionamiento de los barrenos en el frente de explotación.	88
Figura 3. 9: Malla de perforación trazada en el campo.	90
Figura 3. 10: Roca fragmentada después de la voladura del frente de explotación Nivel H.	91
Figura 3. 11: Comparación de mallas de perforación.	94

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. 1: Datos de la Concesión.....	3
Tabla 1. 2: Coordenadas Bomba de Pacchapamba Unificada.....	3
Tabla 1. 3: Índice de calidad de la roca (RQD).....	13
Tabla 1. 4: Parámetros de clasificación y puntaje correspondiente.	15
Tabla 1. 5: Corrección por orientación de las discontinuidades.	16
Tabla 1. 6: Interpretación de los valores del RMR.	16
Tabla 2. 1: Niveles mina Agua Dulce.	44
Tabla 2. 2: Resumen de Factores geométricos del área de explotación.....	44
Tabla 2. 3: Densidad de la Roca.....	49
Tabla 2. 4: Resultados de Análisis de la Resistencia a la Compresión Simple.....	50
Tabla 2. 5: Valores del índice de calidad de roca de Deere.	51
Tabla 2. 6: Resultados Factores Geomecánicos.	51
Tabla 2. 7: Resultados RMR.	52
Tabla 2. 8: Especificaciones Técnicas Perforadora YT-27.....	53
Tabla 2. 9: Características EMULNOR 3000.	55
Tabla 2. 10: Características Fulminante ordinario N°8.....	56
Tabla 2. 11: Características Mecha de Seguridad.	57
Tabla 2. 12: Especificaciones de los consumos y avance de la voladura.	60
Tabla 2. 13: Especificaciones para el cálculo del consumo específico.....	61
Tabla 2. 14: Especificaciones para el cálculo de la perforación específica.	62
Tabla 2. 15: Precio unitario de explosivos.	63
Tabla 2. 16: Consumo específico.	63
Tabla 2. 17: Comparación de características entre explosivos seleccionables.	64
Tabla 2. 18: Constantes para determinar el número de barrenos.	67
Tabla 2. 19: Correlación tipo de roca con valor RMR.....	67
Tabla 2. 20: Relación tipo de roca, Dt, RMR.....	68
Tabla 2. 21: Relación entre y , RMR y $Dt - 1$	68
Tabla 2. 22: Relación entre parámetros de roca, RMR, "C".	69
Tabla 2. 23: Variables dependientes e independientes en la perforación y voladura.	70
Tabla 3. 1: Parámetros de diseño.	80
Tabla 3. 2: Parámetros de perforación para diseño de la nueva malla.....	80
Tabla 3. 3: Área de influencia y N° de barrenos.	84

Tabla 3. 4: Consumo de explosivos.	89
Tabla 3. 5: Avance promedio.	91
Tabla 3. 6: Consumo específico con el nuevo diseño.	92
Tabla 3. 7: Especificaciones para el cálculo de la perforación específica.	93
Tabla 3. 8: Consumo específico.	93
Tabla 3. 9: Comparación diseño actual y diseño optimizado de los sistemas de perforación y voladura.	95

**OPTIMIZACIÓN DE LOS PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
DE ROCAS EN EL FRENTE DE EXPLOTACIÓN “NIVEL H” DE LA MINA
AGUA DULCE, PORTOVELO - EL ORO.**

RESUMEN

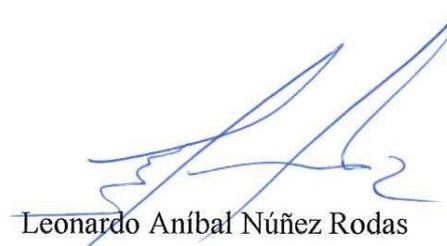
El presente trabajo de investigación, tiene como objetivo optimizar los sistemas de perforación y voladura de rocas en el frente de explotación “Nivel H” de la mina Agua Dulce, ubicada en el cantón Portovelo, sector Agua Dulce. En el proceso se realizó levantamiento de información en campo, análisis de las características geomecánicas del macizo rocoso, aplicación de metodología del cálculo de las áreas de influencia para conseguir un diseño técnico, reemplazando el modelo empírico actual; obteniendo así, la perforación adecuada en el área de estudio, mayor avance del túnel, volumen de arranque, consumo específico y menor costo específico. Con este trabajo se estableció, que con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se alcanzan resultados favorables para que se pueda seguir aplicando.

Palabras Clave: geomecánica, perforación, voladura, optimización, consumo específico, costo específico.



Ernesto Patricio Feijoo Calle

Director del Trabajo de Titulación



Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinador de Escuela



Carlos Andrés Coronel Bautista

Carlos Andrés Coronel Bautista

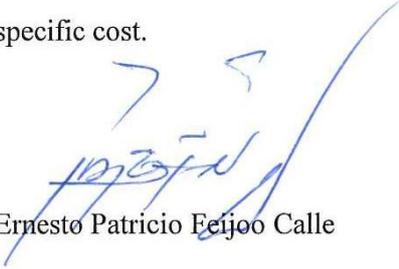
Autor

**OPTIMIZATION OF ROCK DRILLING AND BLASTING PROCESSES AT
THE “LEVEL H” OPERATING FRONT OF THE AGUA DULCE MINE,
PORTOVELO, EL ORO.**

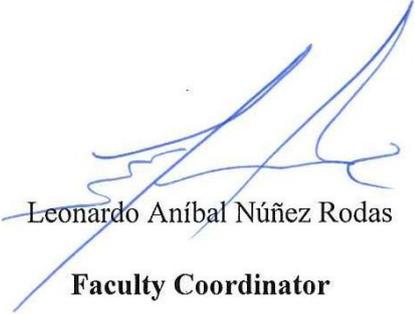
ABSTRACT

This research work was aimed at optimizing rock drilling and blasting systems at the “Level H” operating front of the Agua Dulce mine, located in Portovelo, Agua Dulce sector. The information was collected in the field. The analysis of the geomechanical characteristics of the rock mass and the application of methodology for the calculation of the areas of influence were performed to achieve a technical design and replace the current empirical model. Adequate drilling, greater tunnel progress, starting volume, specific consumption and lower specific cost were obtained in the studied area. With this work, it was established that the new design of drilling and blasting mesh achieves favorable results in order to continue applying it.

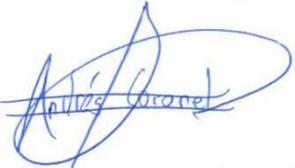
Keywords: geomechanics, drilling, blasting, optimization, specific consumption, specific cost.


Ernesto Patricio Feijoo Calle

Thesis Director


Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Faculty Coordinator


Carlos Andrés Coronel Bautista

Author




Translated by
Ing. Paúl Arpi

Carlos Andrés Coronel Bautista

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Septiembre, 2019

INTRODUCCIÓN

En el Ecuador, las formas o tipos de explotación en pequeña minería son empíricos, donde se caracteriza que sus trabajos tengan baja tecnología y poca productividad. Caracterizado desde épocas arcaicas en las cuales el minero encontraba pequeñas vetas de oro y abría galerías de dimensiones no adecuadas que fueron dando como resultado el crecimiento descontrolado de varios asentamientos mineros en el país como es el Distrito minero Zaruma-Portovelo.

En la pequeña minería en nuestro medio no se utilizan modelos de mallas de perforación y voladura adecuados, debido a que son modelos empíricos o no son realizados de manera técnica, estos modelos se dejan a criterio de los operadores, dando los mismo un exceso en la cantidad de energía y explosivos utilizados para el proceso que no poseen una eficiencia deseada, generando así pérdidas económicas y un ritmo de producción no deseado.

El presente trabajo de titulación tiene como objetivo optimizar los procesos de perforación y voladura de rocas en el frente de explotación Nivel H de la mina Agua Dulce, ubicada cantón Portovelo, sector Agua Dulce. Con la optimización de los sistemas de perforación y voladura, se pretende mejorar el arranque de roca del macizo rocoso, debido a que actualmente el modelo de malla de perforación y voladura es empírico, realizado a criterio del operador.

En el desarrollo de este trabajo investigativo se implementó una metodología del cálculo matemático ajustado a las características del macizo rocoso, con lo que se logró realizar de manera técnica un nuevo diseño de malla de perforación y voladura. La investigación se enfocó reajustar de manera técnica la ubicación de los barrenos de carga y alivio, para así obtener una mayor eficiencia en el avance, generar un mayor volumen de arranque de roca, reducir los costos de perforación y voladura sin afectar la producción.

CAPÍTULO I

MARCO TEÓRICO

1.1. Ubicación geográfica y accesibilidad

1.1.1. Ubicación

La mina “Agua Dulce” de la Minera Carlos Pacheco se encuentra ubicada dentro de la concesión minera Bomba de Pacchapamba, está situada en la provincia de El Oro, distrito minero Zaruma - Portovelo, cantón Portovelo, emplazada en la Cordillera Occidental de los Andes. La boca mina “Agua Dulce” se encuentra en las coordenadas UTM (Universal Transversal Mercator): X= 654023 de longitud, Y= 9’591028 de latitud, Z= 879 m.s.n.m.; las dimensiones de la boca mina son: luz de 3 metros, altura de 2.60 metros.

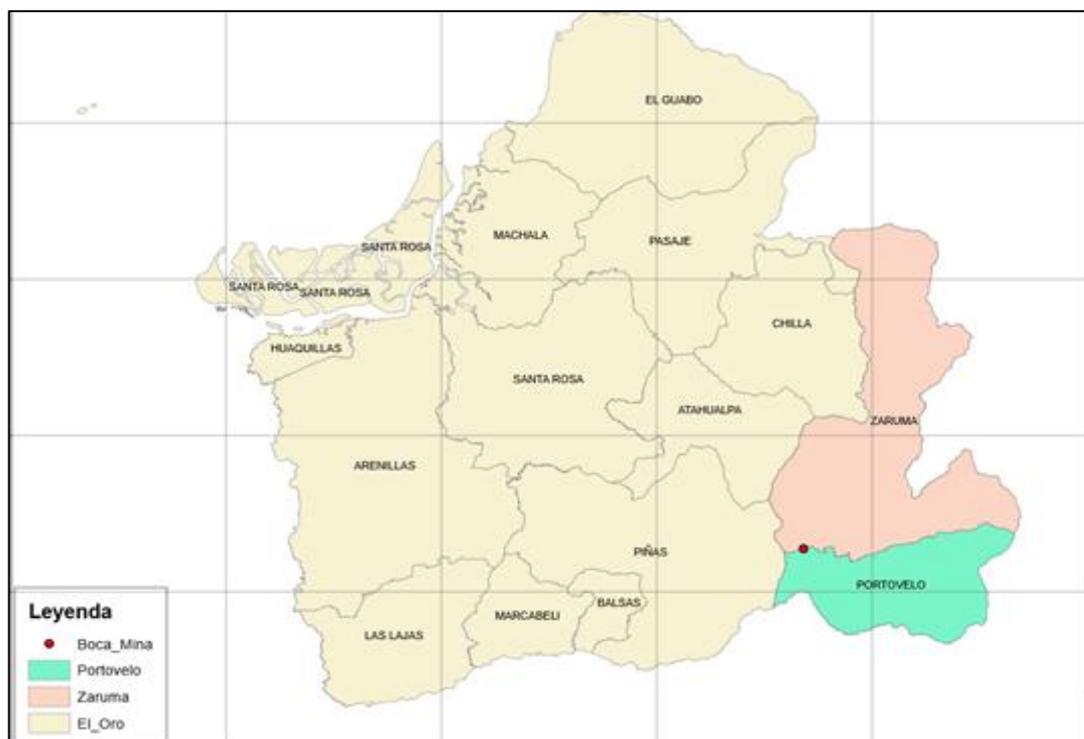


Figura 1. 1: Mapa político de la provincia de El Oro.

1.1.2. Acceso

La concesión minera se encuentra localizada en el cantón Portovelo, sector Agua Dulce. Para acceder a la mina Agua Dulce se puede tomar las siguientes rutas: Cuenca

– Machala – Santa Rosa - Piñas – Portovelo, desde la sierra, por vías de primer orden, luego para llegar a la mina se toma la vía de segundo orden Portovelo – Agua Dulce.

1.1.3. Área y tipo de minería

La mina “Agua Dulce” cuenta con un área de 42 hectáreas mineras contiguas, en ella se realizan labores de pequeña minería y se realiza la explotación de minerales metálicos.

Tabla 1. 1: Datos de la Concesión.

DATOS GENERALES DE LA CONCESIÓN	
Nombre de la concesión	Bomba de Pacchapamba Unificada
Código	526
Titular de la concesión	Sr. Walter Valarezo Rivera
Tipos de minerales manifestados	Oro y Plata
Fase minera	Exploración-Explotación

1.1.4. Coordenadas y ubicación de la concesión

Tabla 1. 2: Coordenadas Bomba de Pacchapamba Unificada.

Coordenadas de la Concesión	
X	Y
653850	9591136
653850	9590836
653750	9590836
653750	9590746
653885	9590746
653885	9590636
654130	9590636
654130	9590543
654350	9590543
654350	9590946
654150	9590946
654150	9591136

 Concesión Bomba de Pacchapamba Unificada

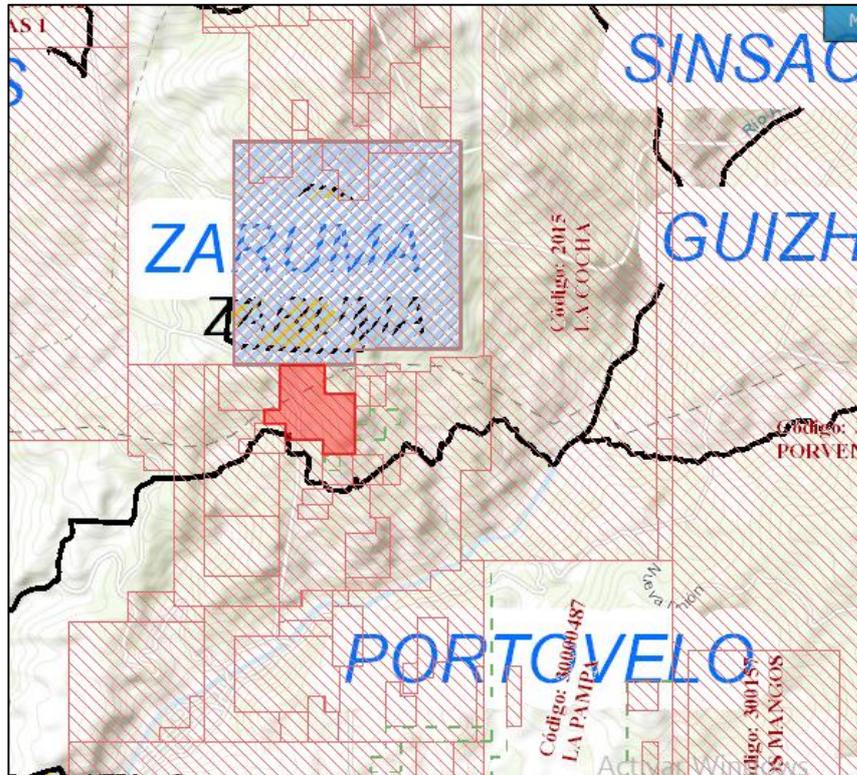


Figura 1. 2: Ubicación de Concesión Bomba de Pacchapamba Unificada.
Fuente: (ARCOM, 2019).

1.2. Geología

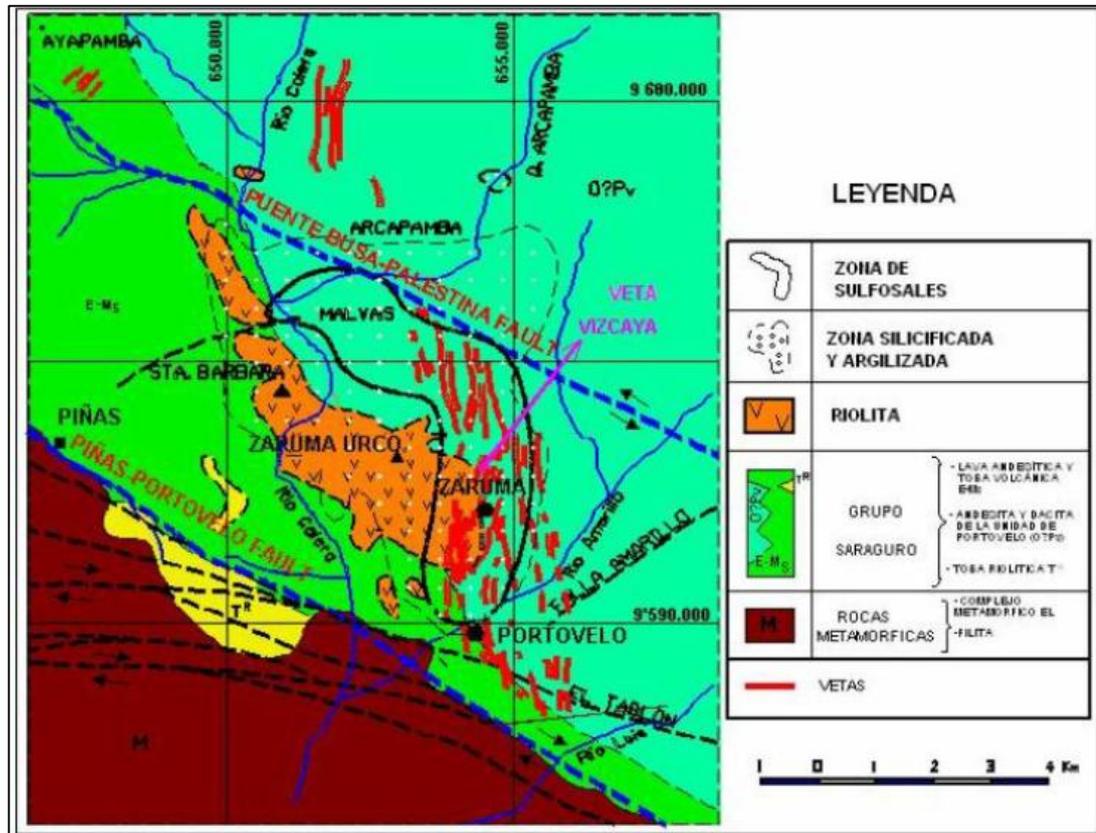


Figura 1. 3: Mapa Geología local Zaruma - Portovelo.

1.2.1. Geología regional

La zona de mineralización del Distrito Minero Zaruma-Portovelo está alojada en volcanitas intermedias a silíceas de la recientemente definida Unidad Portovelo que está fallada contra las rocas metamórficas del Sur a lo largo del Sistema de Fallas Piñas-Portovelo y que se superpone disconformemente sobre el Complejo Metamórfico de El Oro. Esta unidad está dominada por lavas andesíticas masivas porfídicas a basaltos andesíticos y brechas con tobas de cristales intermedias (PRODEMINCA, 2000).

1.2.2. Geología local

La zona minera está constituida por un sistema de vetas epi-mesotermales, la mineralización de esta zona está alojada en volcanitas intermedias a silíceas de la unidad Portovelo la cual se encuentra fallada contra las rocas metamórficas en la parte

Sur a lo largo del sistema de fallas Piñas – Portovelo y que se superpone disconformante sobre el Complejo Metamórfico de El Oro. La Unidad está conformada por lavas andesíticas masivas porfídicas a basaltos andesíticos y brechas con tobas que presentan cristalizaciones intermedias. También incluyen tobas de “ash flow” riolíticas a dacíticas con intercalaciones sedimentarias menores. Datos resientes indican edades de 21,5 – 28,4 Ma (Oligoceno más alto a mioceno muy temprano) que confirma la pertenencia de la Unidad Portovelo al Grupo Saraguro (PRODEMINCA, 2000).

1.2.3. Geología estructural

Las principales estructuras que pasan por el Distrito Minero Zaruma – Portovelo son el sistema de fallas Piñas – Portovelo, esta falla importante tiene dirección este – sureste con una gran caída en el bloque Norte y separa el Grupo Saraguro del Complejo Metamórfico de El Oro. También constituye el límite Sur del sistema de vetas auríferas polimetálicas. Otro de los sistemas estructurales es la falla Puente – Busa – Palestina, se encuentra a 10 kilómetros y paralela a la estructura Piñas – Portovelo y poseen la misma edad, orientación y sentido de movimiento. Las estructuras de dirección Norte-Sur con buzamiento predominante al Este están bien desarrolladas entre Portovelo y Zaruma. El sistema vetiforme es Norte-Sur principalmente entre los sistemas de fallas Piñas – Portovelo, Puente – Busa – Palestina, pero con inflexiones anti horarias cerca de las intersecciones con las fallas dando un aspecto general en Z (PRODEMINCA, 2000).

1.2.4. Mineralización

La mineralización se origina en las partes Este y Noreste del área silicificada y argilizada central y se extiende continuamente por más de 15 km N - S con una anchura máxima de 4 km. El afloramiento más alto está al Norte de Zaruma a 1.600 m.s.n.m., mientras que el nivel más bajo de la mina Portovelo está a 200 m.s.n.m., dando un rango vertical probado de 1.400 m. Esta anormalmente alta extensión vertical se piensa que es el resultado de una fracturación en bloques post-mineralización. Las vetas con buzamientos altos (45-80°) tienen frecuentemente hasta 1,9 m de anchura, excepcionalmente hasta 5m y su media de anchura es 1,36m. La ley tiende a incrementarse con la anchura. La principal mineralización económica es oro libre, oro

asociado con sulfuros y sulfosales de plata (tetraedrita, bournonita, etc.) con una media de la razón plata:oro de alrededor de 8:1. Los sulfuros principales son pirita, esfalerita, galena y calcopirita. A lo largo del eje central Zaruma-Portovelo las vetas, como Agua Dulce, Sesmo y Vizcaya, están caracterizadas por cuarzo, sulfuros abundantes, adularia menor y con solo parcialmente oro libre, mientras que la veta San León y sectores en los extremos del cinturón (El Tablón, Minas Nuevas y Ayapamba) están caracterizados por cuarzo, sulfuros menores, clorita, epidota, calcita y con predominio del oro libre (PRODEMINCA, 2000).

1.3. Propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso

En el ámbito de las voladuras, las que hasta épocas recientes se consideraba un “arte” por parte de los artilleros que ponen en práctica la experiencia y habilidad, ha ido transformándose gradualmente en una técnica basada en análisis detallados y racionales del conjunto de parámetros que intervienen en los procesos de fractura de la roca. En el cual podemos diferenciar tres grupos de variables: propiedades de la roca, propiedades del explosivo, geometría y secuencia de iniciación. Las propiedades de la roca es el principal obstáculo para obtener un proceso de voladura óptimo, debido a que las rocas poseen varias propiedades físicas que están ligadas en función de su origen y de los procesos geológicos posteriores que han actuado sobre ellas.

En el diseño de la malla de perforación y los respectivos cálculos para la voladura y sustancia explosiva a utilizar, se tiene que tener en cuenta las diferentes propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso, por lo que se debe tener el conocimiento de las siguientes características que presentan las rocas in situ. En la figura 1.4 se establece la interdependencia que existe entre las propiedades de las rocas, las variables controlables y algunas de las operaciones básicas del ciclo minero (López Jimeno E. , 1982).

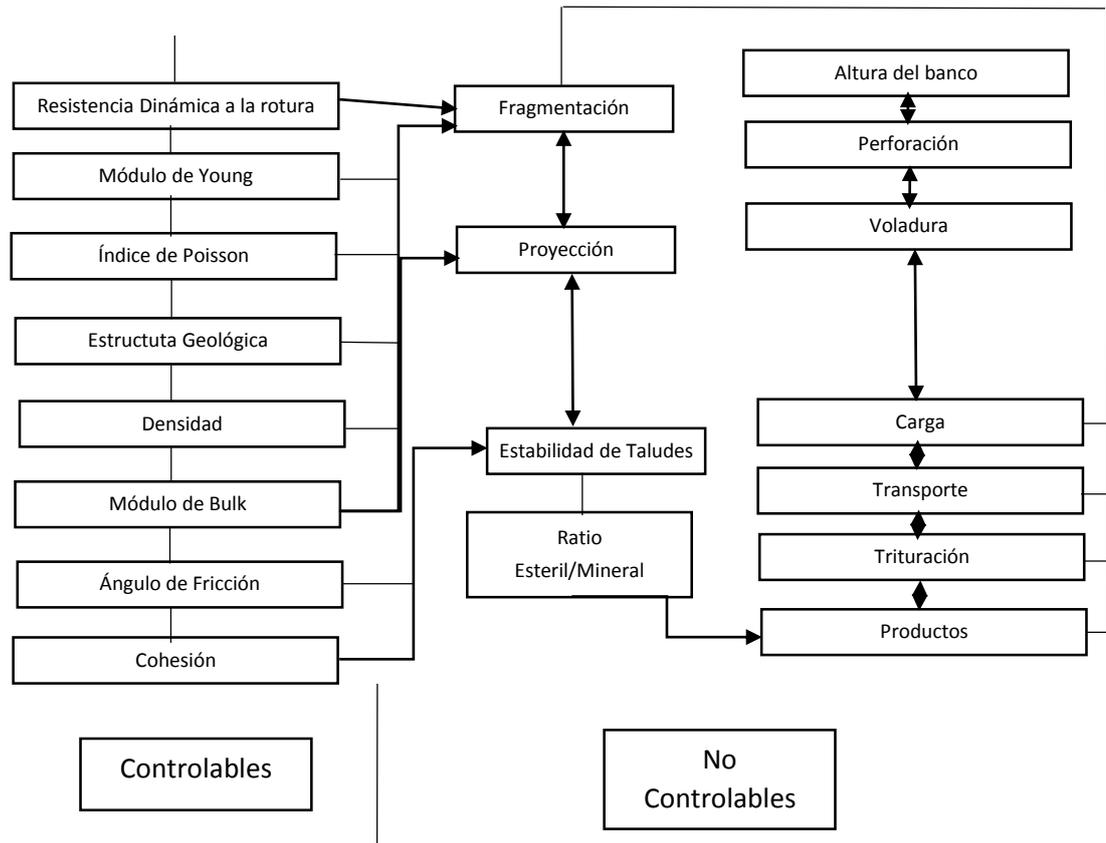


Figura 1. 4: Interacción de las propiedades de la roca y las variables controlables con las operaciones mineras.
Fuente: (López Jimeno E. , 1982).

“La mecánica de rocas se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamiento mecánico de los materiales rocosos, y de su respuesta ante la acción de fuerzas aplicadas en su entorno físico” (González de Vallejo, 2002, p. 118).

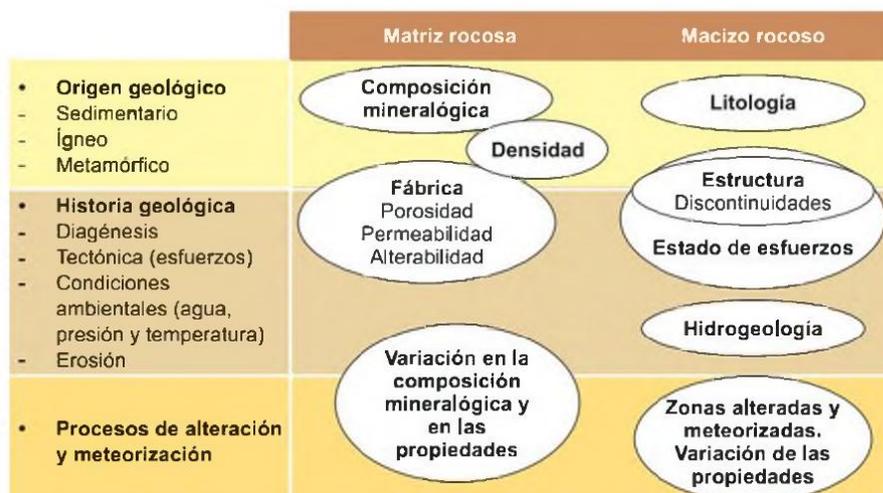


Figura 1. 5: Control geológico de las propiedades de la matriz rocosa y del macizo rocoso.
Fuente: (González de Vallejo, 2002).

1.3.1. Porosidad

Es aquella relación que existe entre el volumen que ocupan los huecos o poros en la roca (V_v) y el volumen total (V).

$$n(\%) = \frac{V_v}{V}$$

Por lo general decrece con la profundidad y edad de las rocas (González de Vallejo, 2002).

1.3.2. Densidad

Es la relación entre la masa (m) por unidad de volumen (v).

$$\rho = \frac{m}{v}$$

1.3.3. Resistencia a la compresión simple

Es el máximo esfuerzo que puede soportar la roca sometida a compresión uniaxial determinada en laboratorio (González de Vallejo, 2002).

$$\sigma = \frac{F_c}{A}$$

F_c : Fuerza compresiva aplicada

A : Área aplicada

Roca sana	Resistencia a compresión simple (kp/cm ²)		Resistencia a la tracción (kp/cm ²)
	Valores medios	Rango de valores	
Andesita	2.100-3.200	1.000-5.000	70
Anfibolita	2.800	2.100-5.300	230
Anhidrita	900	800-1.300	60-120
Arenisca	550-1.400	300-2.350	50-200
Basalto	800-2.000	600-3.500	50-250
Caliza	600-1.400	500-2.000	40-300
Cuarcita	2.000-3.200	1.000-5.000	100-300
Diabasa	2.400-3.500	1.300-3.650	550
Diorita	1.800-2.450	1.200-3.350	80-300
Dolerita	2.000-3.000	1.000-3.500	150-350
Dolomía	600-2.000	500-3.500	50-250
Esquisto	300-600	200-1.600	20-55
Gabro	2.100-2.800	1.800-3.000	140-300
Gneiss	600-2.000	500-2.500	50-200
Granito	700-2.000	500-3.000	70-250
Grauvaca	1.000-1.500	800-2.200	55-150
Limolita		350-2.500	27
Lutita	200-400	100-900	15-100 5-10*
Marga	300-700	200-900	
Mármol	1.200-2.000	600-2.500	65-200
Pizarra	400-1.500	300-2.000	70-200
Sal	120	50-300	
Toba		100-460	10-40
Yeso	250	100-400	10-25

Figura 1. 6: Valores de resistencia de la matriz rocosa sana.
Fuente: (González de Vallejo, 2002).

1.3.4. Resistencia a la tracción

Máximo esfuerzo que soporta el material ante la rotura por tracción. Se lo puede alcanzar aplicando fuerzas traccionales o distensivas a una muestra cilíndrica de roca en laboratorio (González de Vallejo, 2002).

$$\sigma_t = \frac{F_t}{A}$$

F_t : Fuerza de tracción aplicada

A: Área aplicada

1.3.5. Influencia de las condiciones geológicas

Las condiciones geológicas naturales que se dan lugar al momento de excavar un túnel son de tres tipos y causan pérdida en la resistencia del macizo rocoso, consecuentemente traen problemas en la estabilidad (González de Vallejo, 2002).

1.3.5.1. Estructura geológica

Es uno de los factores que más influyen en la estabilidad de un túnel. En rocas plegadas y estratificadas la orientación de los estratos condiciona diferentes modos de comportamiento frente a la estabilidad en donde influyen los siguientes aspectos (González de Vallejo, 2002).

- Buzamiento de la estructura con respecto a la sección
- Dirección de la estratificación con respecto al eje del túnel
- Tipo de pliegues

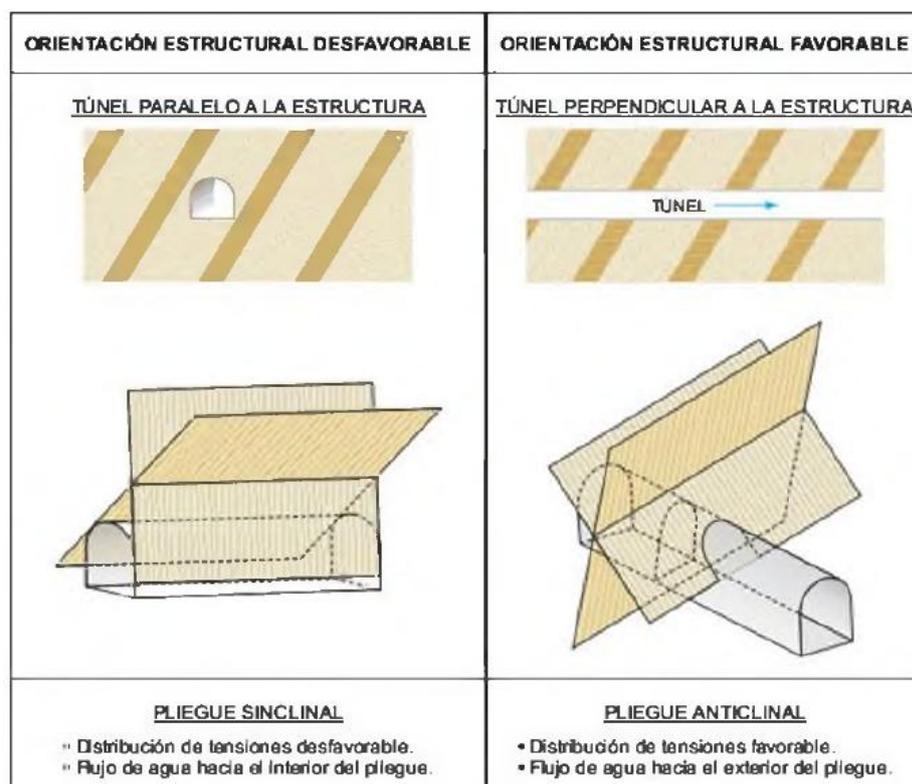


Figura 1. 7: Influencia de la estructura geológica en la estabilidad de un túnel.
Fuente: (González de Vallejo, 2002).

1.3.5.2. Discontinuidades

Los problemas de estabilidad en su mayoría se deben a la intersección de la sección del túnel. Las discontinuidades se dividen en dos grupos los de tipo sistemático y los de tipo singular. Los de tipo sistemático son diaclasas, planos de estratificación, esquistosidad, estas se encuentran presentes en todas las rocas y con mayor incidencia en las rocas que están cerca de la superficie. En el segundo grupo tenemos a las discontinuidades que se consideran más importantes desde el punto de vista de la

estabilidad, como son las fallas. Al estar sometidas estas estructuras a roturas y deformaciones a lo largo de su historia geológica su resistencia es muy baja, presentado rellenos miloníticos y rocas de falla que, además de tener baja resistencia, pueden constituir vías preferentes para la circulación de agua (González de Vallejo, 2002).

1.3.5.3. Condiciones hidrogeológicas

Al realizar una excavación que da lugar a un túnel en éste se produce el efecto de un gran dren hacia el cual fluye el agua de los acuíferos interceptados, teniendo como consecuencias importantes las siguientes:

- Disminuye la resistencia del macizo rocoso.
- Graves problemas en los avances de perforación y voladura de los túneles.

Las filtraciones de agua tienen lugar principalmente por fallas y fracturas presentes en la roca (González de Vallejo, 2002).

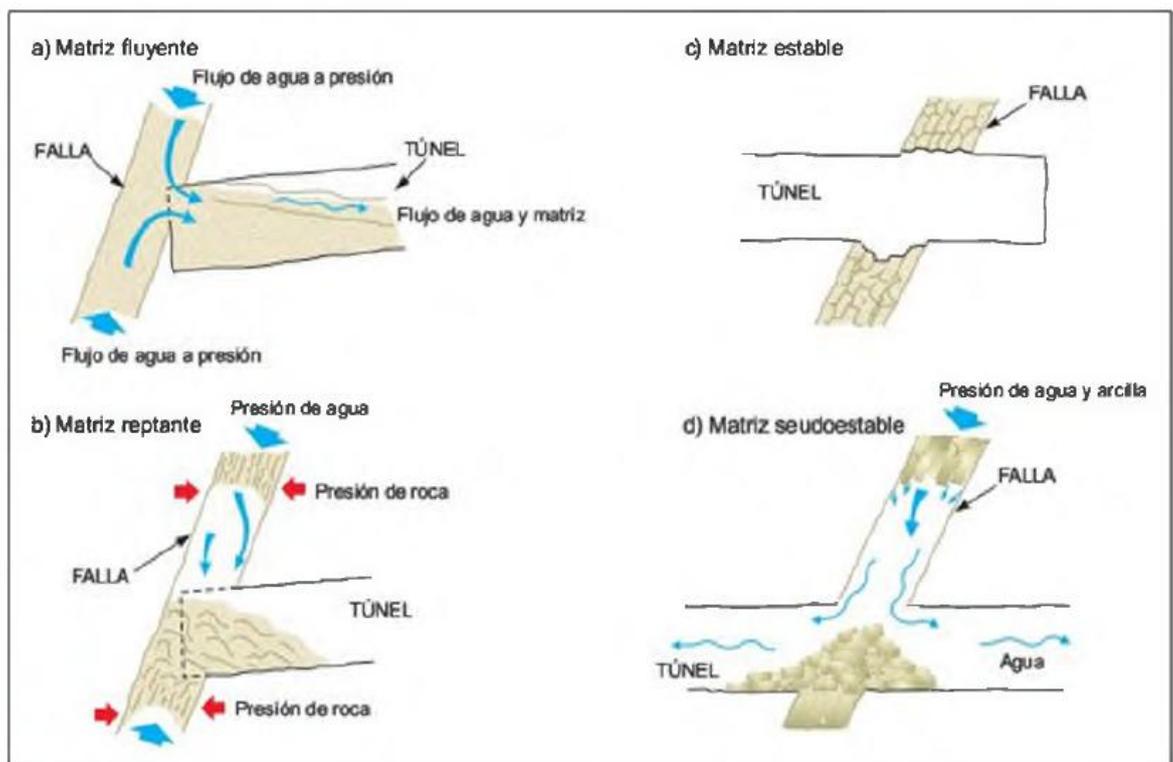


Figura 1. 8: Estabilidad de las rocas de falla en un túnel.
Fuente: (González de Vallejo, 2002).

1.4. Clasificación geomecánica

La clasificación geomecánica del macizo rocoso nos permite relacionar los índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo rocoso, además, para una voladura es importante tener en cuenta el grado de discontinuidad, fisuras, cavidades, fallas, etc., que pueden presentar el área que se va a explotar, estas son características que influyen directamente en las propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso, por lo que tienen influencia directa en la voladura.

1.4.1. Índice de calidad de roca de Deere (RQD)

Deere propuso un índice cuantitativo de la calidad de la roca basado en la recuperación de núcleos con perforación de diamante. Se llama el sistema Rock Quality Designation (RQD), es muy usado y se ha comprobado que es muy útil en la clasificación del macizo rocoso (Hoek & Brown, 1985).

La RQD se define como el porcentaje de núcleos que se recuperan en piezas enteras de 100 mm o más:

$$RQD = 100 \times \frac{\text{Longitud de testigos mayores a 100 mm}}{\text{Longitud total del tramo analizado}}$$

La clasificación de la calidad de la roca según el RQD es la siguiente:

Tabla 1. 3: Índice de calidad de la roca (RQD).

RQD (%)	Calidad de roca
< 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy Buena

Para determinar el RQD, cuando no se dispone de testigos de perforación, se procede a estimarlo a partir de una línea de mapeo. Se toma en cuenta el número de fracturas existentes en un metro lineal y se obtiene aplicando la siguiente fórmula:

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

También podemos calcular, mediante la fórmula de Palmstrom para calcular Jv:

$$RQD = 115 - 3Jv$$

1.4.2. Clasificación geomecánica RMR

Esta clasificación fue desarrollada por Bieniawski en 1973, es conocido como es sistema Rock Mass Rating, que clasifica al macizo roco con un valor comprendido entre 0 a 100 punto. Siendo 0 roca muy mala y 100 roca muy buena (González de Vallejo, 2002).

Para realizar la clasificación geomecánica RMR se deben tomar en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia a compresión uniaxial
- RQD
- Distancia entre diaclasas

Para la evaluación de este parámetro, se debe seguir el siguiente proceso, que es colocar un hilo de varios metros de longitud en el macizo rocoso, luego se deben tomar las medidas de separación entre junta y junta, posterior a las mediciones se determina el valor promedio (Feijoo, 1997).

- Condiciones de Fracturas

Estas se encuentran presentes en el macizo rocoso, tienen influencia sobre el diseño y ejecución de la voladura. Se debe tomar en cuenta la separación o abertura de las juntas, continuidad, rugosidad, la condición mecánica de las caras y la presencia o no de material relleno entre las mismas (Feijoo, 1997).

- Condiciones hidrológicas

Tabla 1. 4: Parámetros de clasificación y puntaje correspondiente.

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

Fuente: Feijoo, 1997.

Si existe la presencia de fracturas o fallas se debe establecer un valor, el cual será disminuido del total alcanzado en el RMR y el puntaje que se alcance determinará el tipo de roca presente en el área de estudio.

Tabla 1. 5: Corrección por orientación de las discontinuidades.

Orientación de las fracturas o fallas		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: Feijoo, 1997.

Tabla 1. 6: Interpretación de los valores del RMR.

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

Fuente: Feijoo, 1997.

1.5. Perforación

La perforación es la labor minera que prepara al macizo rocoso previo a su voladura, se basa en un mismo principio, cuya finalidad es el abrir huecos con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, en los cuales se va a colocar los explosivos y accesorios para la voladura (López Jimeno C. , 2004).

Esta se realiza con el objetivo de arrancar o volar la máxima cantidad de roca o mineral, utilizando una cantidad mínima de explosivos, la perforación se realiza para producción de mineral o para las diferentes labores mineras que requieran.

1.5.1. Métodos de perforación

1.5.1.1. Métodos rotopercutivos

Son los más utilizados en casi todos los tipos de roca, hay de dos tipos, el de martillo en cabeza y el de martillo en fondo. Es muy utilizado en minería subterránea y trabajos menores en cielo abierto (López Jimeno C. , 2004).

1.5.1.2. Métodos rotativos

Se subdividen a su vez en dos grupos, uno empleando triconos para que la perforación se realice por trituración, o por corte utilizando bocas especiales. El sistema de perforación por triconos se utiliza en rocas de dureza media a alta y el de bocas especiales en rocas blandas (López Jimeno C. , 2004).

1.5.2. Tipos de perforación

1.5.2.1. Perforación manual

Se realiza mediante el uso de un barreno con la finalidad de facilitar su extracción y rotación, para llevar a cabo este tipo de perforación, el barreno es sostenido por el ayudante y el perforador lo golpea con un combo, en seguida se hace girar con cierto ángulo para seguir con el proceso. Este tipo de perforación se utiliza en la minería artesanal, es decir, es un método empírico (López Jimeno C. , 2004).

1.5.2.2. Perforación neumática

La base para realizar este método es que su fuente de energía para el accionamiento es el aire comprimido a una determinada presión, se utiliza una perforadora convencional y hace huecos de diámetro pequeño con barrenos integrales, que se encarga de triturar la roca al interior del barreno. El accionamiento de la perforadora depende del mecanismo utilizado que puede ser:

- Martillo en cabeza en el cual la percusión se produce fuera del barreno y se transfiere a la broca a través del barreno.
- Martillo en fondo es aquel en el que el martillo se sitúa al fondo del barreno, golpeando el pistón directamente sobre la broca (Compañía Peruana de uso Minero Ecológico y Técnico, 2011).

1.5.2.3. Perforación eléctrica

Se realiza con el empleo de energía eléctrica, la máquina que se utiliza es una perforadora helicoidal, que puede realizar barrenos de hasta 90 cm de longitud, es muy poco utilizada en el ámbito local (Compañía Peruana de uso Minero Ecológico y Técnico, 2011).

1.5.2.4. Perforación hidráulica

Se realiza con equipos mecanizados que poseen gran capacidad de avance. Funcionan con aceite hidráulico, la presión con la que funcionan estos equipos es de 15 a 35 veces superior a la ejercida por el aire que utiliza la perforación neumática. La gran ventaja de estos equipos es su gran precisión en la perforación (Compañía Peruana de uso Minero Ecológico y Técnico, 2011).

1.5.3. Equipos de perforación

Los equipos de perforación utilizados en pequeña minería en el país son por lo general equipos de perforación neumática y manual, con los que se puede realizar barrenos de pequeños diámetros (25 mm a 50 mm). Entre estos tenemos el Jack-Leg, Jack-Hammer, Stoper, motoperforadoras, perforadoras mecanizadas.

1.5.4. Componentes principales de un sistema de perforación

Perforadora: fuente principal de accionamiento mecánico.

Barrenos: Son varillas o tubos de acero que transfieren el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígida y sus acoplamientos de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, etc.

Broca: es la que ejerce la energía mecánica para penetrar de la roca, por lo general están hechas de acero altamente resistente al impacto, reforzados en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistentes a la abrasión (López Jimeno C. , 2004).

1.5.5. Compresores

Estos equipos son los que proporcionan el aire comprimido en los distintos equipos de accionamiento neumático y son fundamentales dentro de la perforación ya que la mayoría de máquinas son accionadas con aire comprimido. El accionamiento del compresor es principalmente mediante diésel, si se trata de equipos portátiles, o por energía eléctrica si se trata de compresores estacionarios (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.5.6. Esquema de perforación

La perforación y voladura en minería subterránea se caracteriza por la no existencia de cara libre al inicio, es decir, no tiene ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de la perforación y voladura es crear un barreno libre con los barrenos de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección (López Jimeno C. , 2004).

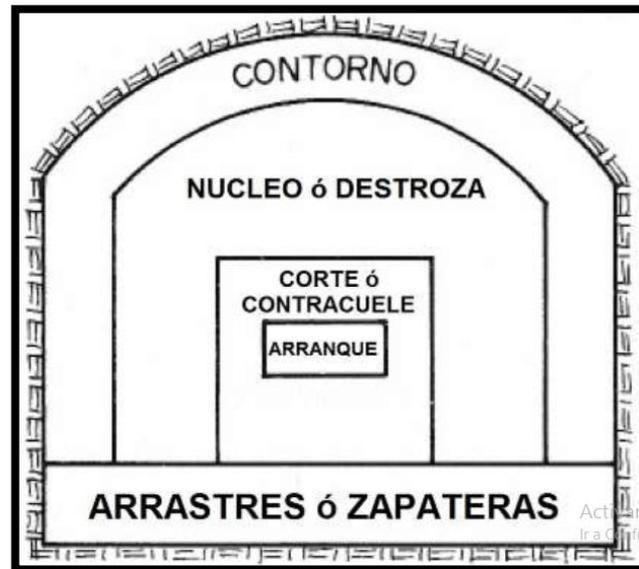


Figura 1. 9: Partes de perforación y voladura en túneles mineros.
Fuente: (López Jimeno C. , 2004).

1.5.6.1. Perforación de corte o arranque

Como se entiende las voladuras subterráneas son más complicadas que las de cielo abierto, no solo por todos los factores inherentes a ellas (seguridad, gravedad, equipamiento) sino también por la ausencia de una cara libre para que el explosivo pueda fragmentar la roca que será finalmente desplazada por los gases de voladura. De esta forma, los barrenos en el arranque pretenden generar una cara libre. En esta sección, los consumos específicos son muy altos (para compensar el grado de fijación más elevado – por el efecto de la gravedad y confinamiento).

Existen varios tipos de arranque, cada uno para determinadas situaciones. Cada tipo de corte se debe realizar según el tipo de equipo que se tenga disponible, porcentaje de avance y ancho de la sección de la zona.

1.5.6.2. Corte en cuña

Permite avances de 45% a 50% de la anchura de la sección pero muchas veces este es afectado por la desviación de los barrenos (5%). En relación a la cuña, esta debe tener un ángulo mayor de 60° para evitar el confinamiento de cargas (López Jimeno C. , 2004).

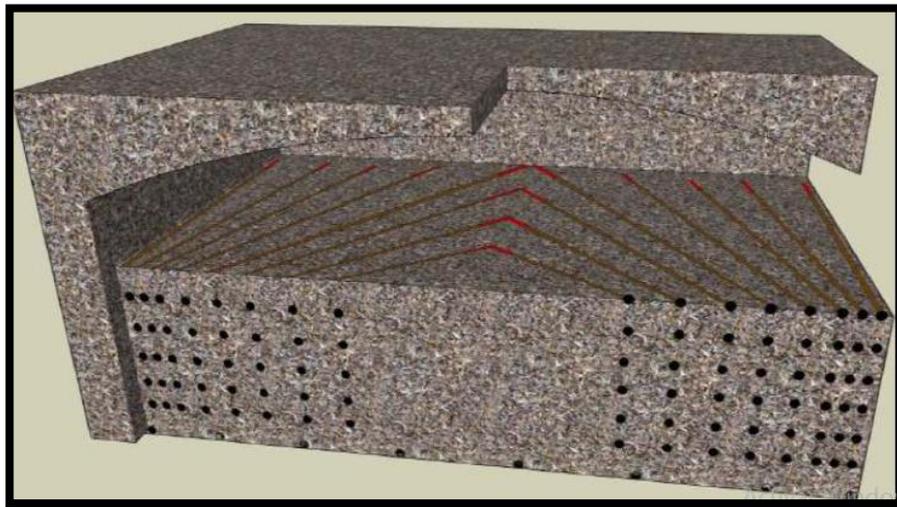


Figura 1. 10: Corte en cuña. Manual de Perforación y Voladura.
Fuente: (López Jimeno C. , 2004).

Corte en instantáneo: es una variación del corte en cuña, que consiste en perforar un conjunto de barrenos más cerrados que los demás, e iniciar las cargas al mismo tiempo. Usando este método los avances son de hasta un 80% de la anchura de la sección (López Jimeno C. , 2004).

1.5.6.3. Corte en abanico

Este tipo de arranque ha sido usado durante mucho tiempo, pero actualmente ha caído en desuso. La perforación es compleja, debido a que la capacidad de perforación de los barrenos cerca de los hastiales es limitada para diversos equipos. Su perforación puede ser horizontal, descendente o ascendente (López Jimeno C. , 2004).

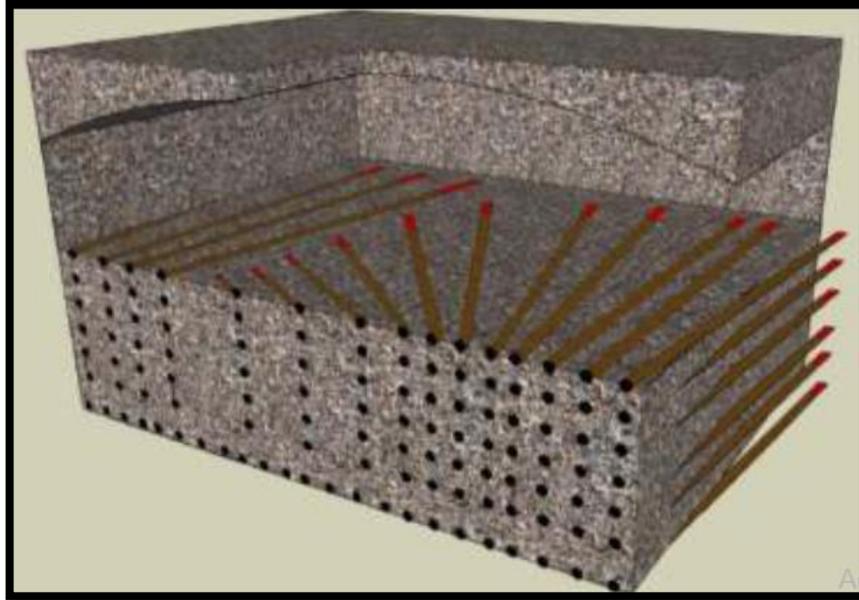


Figura 1. 11: Corte en abanico. Manual de Perforación y Voladura.

Fuente: (López Jimeno C. , 2004).

1.5.6.4. Corte quemado

Con diámetros iguales y con barrenos vacío de mayor diámetro. Los arranques quemados fueron los primeros en utilizarse y el inconveniente presentado en relación a los arranques cilíndricos es que los de este tipo poseen una gran concentración de carga lo que, como es de esperar, habrá una fragmentación excesiva. Los avances no sobrepasan los 2.5 metros, aunque en términos de equipamiento se trata de un método muy accesible. La proyección de escombros suele alcanzar los 5m a 6m y los avances suele ser de 80% a 95%, aunque, por ejemplo, el cuele Sarrois permite avances de 95% a 100%.

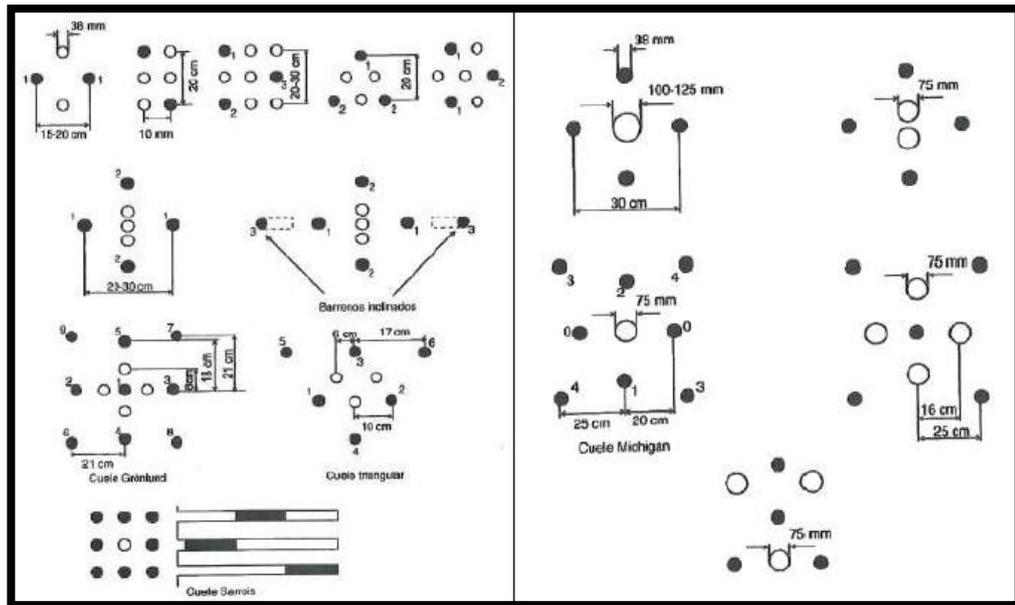


Figura 1. 12: Tipos de corte en quemados.
Fuente: (Exsa, 2010).

1.5.6.5. Corte cilíndrico

Consiste en detonar barreno a barreno e ir construyendo el hueco (cara libre) sucesivamente. Los tipos de cortes cilíndricos más comunes pueden ser analizados a continuación.

Corte en doble espiral

- Barreno vacío: 75mm a 200 mm
- Se consiguen avance de 100% de la longitud de barrenos, en barrenos de menos de 4 metros y de 85% para 6 metros.

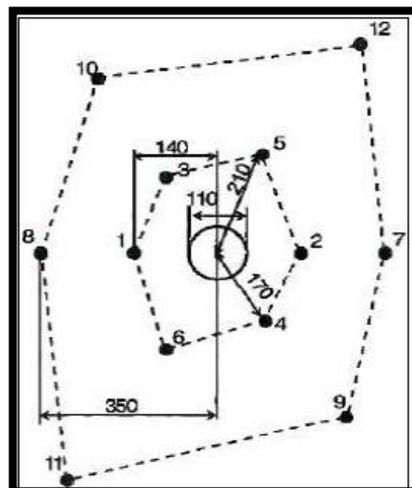


Figura 1. 13: Corte en doble espiral.
Fuente: (Exsa, 2010).

1.5.6.6. Corte coromant

- Dos barrenos secantes (en forma de “8”) de igual diámetro.
- Buenos resultados en arenisca

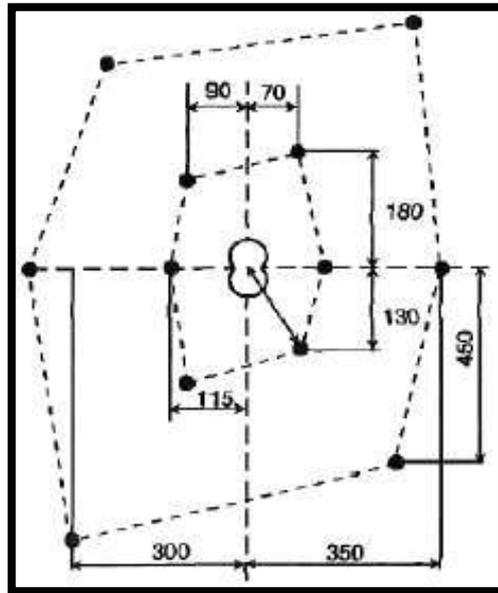


Figura 1. 14: Corte coromant.
Fuente: (Exsa, 2010).

1.6. Explosivos

“Los explosivos son sustancias químicas con un cierto grado de inestabilidad en los enlaces atómicos de sus moléculas que, ante determinadas circunstancias o impulsos externos, propicia una reacción rápida de disociación y nuevo reagrupamiento de los átomos en formas más estables” (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013, p. 66).

En general, un alto explosivo reúne tres características básicas: la primera es que es un compuesto químico que puede ser iniciada por calor, choque, impacto, fricción, o una combinación de estas condiciones. La segunda es que cuando se la iniciación mediante un detonador, se descompone rápidamente generando una detonación, y como consecuencia se da su tercera característica, en la cual se produce una liberación rápida de calor y grandes cantidades de gases de alta presión, que se expanden rápidamente con la potencia suficiente para vencer fuerzas de confinamiento (ISEE, 2008).

En el proceso de voladura en roca, la energía que libera el explosivo por la detonación produce cuatro efectos básicos: fragmentación de la roca, desplazamiento de la roca, vibración del terreno, y sobrepresión de aire. También generan una cantidad de humos

en la atmosfera, estos pueden ser de carácter tóxico y no tóxico, estos son gases que se dan producto de la reacción. Cada explosivo posee propiedades específicas que hace diferenciarlos de los otros (ISEE, 2008).

El impulso energético aplicado a las moléculas de un explosivo genera fuerzas que, hace que las moléculas se disocien y a continuación se reagrupen en formas más estables. La energía liberada en esta reacción exotérmica, en forma de onda de presión y alta temperatura, estimula la continua disociación de las moléculas adyacentes, de forma que la reacción se propaga a todas las partículas. Por otro lado, la velocidad con que se efectúa esta propagación puede estabilizarse hasta alcanzar un cierto valor. De esta forma, la reacción de oxidación se puede dividir en tres tipos de reacción en función de la velocidad a la que se produce (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

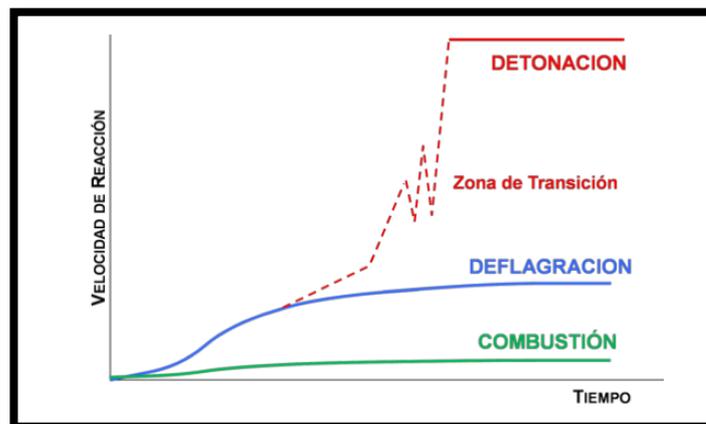


Figura 1. 15: Tipo de reacción en función de la cinética química.
Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

- **Combustión:** es una reacción química de oxidación en la que generalmente se desprende una gran cantidad de energía. La velocidad de reacción es menor de 1 m/s y se puede observar a simple vista la reacción en forma de llama (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013, p. 67).
- **Deflagración:** es una combustión súbita con llama a baja velocidad de propagación, sin explosión. Se suele asociar erróneamente con las explosiones, usándose a menudo como sinónimo. La onda de presión que se genera por la deflagración es del orden de 10^3 atmósferas. Como ejemplo tenemos el caso de la pólvora, que reacciona en forma de combustión rápida de una sustancia que contiene su propio oxígeno (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

- **Detonación:** combustión supersónica cuya característica es que genera una onda de choque. En esos frentes de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura, debido a que su reacción química se produce inmediatamente (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1. Propiedades de los Explosivos

Para poder realizar la selección del explosivo más idóneo para la voladura, se debe conocer las características que tiene cada explosivo y basándose en ellas elegir el más adecuado para la aplicación en el campo.

1.6.1.1. Potencia explosiva

Capacidad que tiene el explosivo para quebrantar y proyectar la roca, es decir, se trata de la energía del mismo aprovechada en la voladura. Esta característica depende principalmente de la composición de explosivo, pudiendo optimizarse con la adecuada técnica de voladura (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1.2. Poder rompedor

Esta característica indica la capacidad que tiene el explosivo para quebrantar la roca debida exclusivamente a la onda de detonación. Este es un parámetro muy importante para los explosivos de uso no confinado, cuyos gases no pueden ejercer grandes presiones (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1.3. Velocidad de detonación

La detonación de la columna continua de explosivo provocará la transformación del explosivo en un gran volumen de gases a elevada de temperatura y presión. La velocidad a la que se da esta transformación se la conoce como velocidad de detonación (m/s). La velocidad de detonación es un característica muy importante para la elección del explosivo, lo opción más adecuada son los explosivos que detonan lentamente, dando lugar a que su energía se desarrolle de manera progresiva, cuando la voladura es en rocas blandas o se requiere una fragmentación gruesa. Cuando se requiera de fragmentaciones más intensas en rocas duras la elección más óptima es la de explosivos de alta velocidad de detonación (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1.4. Densidad

Esta es una característica muy importante de los explosivos industriales, en la mayoría de los explosivos varía de 0.8 a 1.6 gr/cm³. La densidad determina la sensibilidad, velocidad de detonación y el diámetro crítico de carga. Es un factor importante para el cálculo de carga que se necesita para la voladura (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1.5. Diámetro crítico

Es el diámetro de una carga cilíndrica por debajo del cual la onda de detonación no se propaga o lo realiza a una velocidad muy por debajo de la nominal (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1.6. Masa crítica

Es la cantidad mínima de explosivo que se requiere para producir la detonación por efecto de una llama (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1.7. Resistencia al agua

Es la característica por la que un explosivo mantiene sus propiedades sin ser alteradas durante un periodo de tiempo en contacto con el agua, sin necesidad de cubierta especial. Las dinamitas gelatinosas, hidrogeles y emulsiones resisten perfectamente cuando son cargados en barrenos con agua y por ello permiten su utilización en barrenos con agua en su interior (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1.8. Calidad de los humos

Los humos residuales son el conjunto de productos gaseosos generados por la acción posterior de la reacción de detonación del explosivo. Los explosivos industriales generan humos de voladura de limitado contenido de gases nocivos (CO y NO_x), por la composición que posee. Pero en la realidad las voladuras y la producción de humos están alejados de la teoría, dado que producen una elevada cantidad de gases tóxicos (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1.9. Toxicidad

Todos los explosivos son tóxicos para la salud, sin su debido manejo estos pueden causar dolor de cabeza, alteraciones de la piel como dermatitis, decoloración, etc., por esto el manejo y manipulación de los explosivos debe realizar tomando todas las precauciones del caso (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.1.10. Sensibilidad

La sensibilidad de un explosivo es la característica que se puede definir como el menor o mayor grado de energía de iniciación que hay que transmitirle para que se dé su iniciación, y a continuación, su detonación. Se usa para describir la facilidad con que se puede detonar un explosivo, y posteriormente determina el diámetro del cartucho mínimo a usar. La sensibilidad de un explosivo comúnmente se describe en cuanto al tamaño del iniciador requerido para efectuar una detonación óptima, y varía desde la sensibilidad a un detonador hasta un iniciador (Mckenzie, 1994).

1.6.1.11. Inflamabilidad

La inflamabilidad de un explosivo hace referencia a la facilidad con la que un explosivo o agente de voladura se puede encender por calor. Esta propiedad varía dependiendo el tipo de explosivo que vaya a ser utilizado (ISEE, 2008).

1.6.1.12. Impedancia

Se entiende por impedancia característica al producto de la densidad del explosivo (ρ) por la velocidad de detonación (c) (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

$$Z = \rho \times c$$

1.6.2. Explosivos industriales

Los explosivos industriales están constituidos por una mezcla de sustancias combustibles y oxidantes, que debidamente iniciadas, proporcionan una reacción química cuya característica principal es su rapidez. Esta velocidad define el régimen de la reacción, que tiene que ser el de detonación. Si la reacción no se inicia adecuadamente, puede dar como resultado un régimen de deflagración o de

combustión, lo que nos dará un comportamiento no deseado del producto (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

La reacción que generan los explosivos son gases a alta presión y temperatura, que son las que se encargan de la fragmentación y movimiento de la roca. Cada explosivo aplicado en la voladura de roca, tiene una aplicación diferente en función de las necesidades que se requiera en el campo (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

EXPLOSIVOS COMERCIALES – COMPONENTES PRINCIPALES			
TIPO	OXIDANTES	COMBUSTIBLES	SENSIBILIZADOR
Dinamitas	Sólidos Nitrato de amonio y otras sales	Sólidos Materiales absorbentes, pulpa de madera, celulosa	Líquido Nitroglicerina y otros
ANFO y otros nitrocarbonitratos granulados	Sólidos Nitrato de amonio granulados	Sólido – líquido Petróleo diesel, carbón y otros aceites	Aire Poros vacíos de aire en los prills de nitrato de amonio
Hidrogeles (slurry) (dispersión de aceite en agua)	Sólido – líquido Nitrato de amonio y otras sales (soluciones salinas)	Sólido – líquido Petróleo, aluminio, sensibilizantes orgánicos, gomas	Sólido – líquido Nitrato de monometil amina, mononitrato de etileno glicol, aluminio en polvo y otros gasificantes
Emulsiones (dispersión de agua en aceite)	Líquido Soluciones de nitrato de amonio y otras sales	Líquido Petróleo, aceites, emulsificantes, parafinas	Gasificantes Aire contenido en microesferas de vidrio y otros gasificantes

Figura 1. 16: Explosivos componentes principales.
Fuente: (Exsa, 2010).

1.6.2.1. Dinamitas

Durante los últimos años, la dinamita ha desempeñado la función de ser el eje de la industria de los explosivos comerciales. La dinamita son mezclas sensibles al detonador, están compuestas por nitroglicerina como sensibilizador, o como fuente principal para el desarrollo de energía, y que si se inician correctamente, se componen a la velocidad de detonación. Para los trabajos de voladura subterráneos, al seleccionar el tipo de dinamita se deben considerar una serie de factores, entre los factores más importantes a tener en cuenta son: densidad, dureza, fuerza, etc., del macizo rocoso que se va a romper, también hay que considerar el grado de fragmentación deseado, la presencia de agua en el barreno, la presencia de gases combustibles o polvo. Cada voladura es diferente, presenta variedad de condiciones, de ahí que la dinamita a elegir debe tener la combinación adecuada para el trabajo a realizar (ISEE, 2008).

Dentro de la dinamita podemos distinguir dos tipos diferentes:

Dinamita pulverulenta: está compuesta básicamente por nitrato amónico y una pequeña cantidad de sensibilizador (próxima a 10%), que puede ser nitroglicerina trinitrotolueno o una mezcla de ambos. Por su bajo contenido de nitrato amónico presentan las siguientes características: baja potencia, densidad media/baja (de 1 a 1,2),

regular o mala resistencia al agua. Por ello son explosivos recomendables en rocas de dureza media – baja sin presencia de agua (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Dinamita gelatinosa: contienen nitroglicerina y nitrocotton como los únicos ingredientes explosivos y nitrato de sodio con otros aditivos energéticos. Se caracterizan porque son densos, plásticos, cohesivos, y altamente resistentes al agua. Se utilizan en la voladura de rocas altamente resistentes al agua, duras y muy fuertes (ISEE, 2008).

1.6.2.2. Hidrogeles / Slurries

Un hidrogel/slurry es una solución acuosa espesada de un oxidante y/o sales de combustibles, en la que se dispersan oxidantes sólidos adicionales y/o combustibles, así como también sensibilizadores. Los hidrogeles consisten en sales oxidantes y combustibles disueltos en una fase continua líquida, con la suma de geles y agentes de mutuo enlace, el sistema completo se espesa y se vuelve resistente al agua. Las propiedades importantes de un hidrogel incluyen:

- Elevada potencia,
- Densidad media – alta (1,2-1,3),
- Alta velocidad de detonación,
- Menor sensibilidad y,
- Resistencia al agua (ISEE, 2008).

1.6.2.3. Emulsiones

Son explosivos compuestos por nitrato amónico o nitrato sódico con un contenido en agua entre el 14 y 20%, en 4% aproximadamente de gasoil y menores cantidades (1 – 2%) de otros productos. El área de contacto entre oxidante y combustible que da la emulsión, favorece una amplia y completa reacción, por otra parte, la película de aceite constituye una protección del nitrato frente al agua, las características principales de este explosivo son:

- Alta velocidad de detonación,
- Alta resistencia al agua,
- Mucha menor sensibilidad al choque o fricción (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.2.4. ANFO

El nitrato de amonio es un ingrediente esencial de casi todos los comerciales, este explosivo está compuesto por un 94% de nitrato de amonio que actúa como oxidante y en torno al 6% de gasoil que actúa como combustible, las características principales son:

- Baja/media potencia,
- Muy baja densidad,
- Nula resistencia al agua,
- Baja velocidad de detonación,

Por su consistencia granular y debido a la solubilidad que tiene el nitrato amónico, no es resistente al agua, por lo que su aplicación en barrenos que tengan la presencia de ella es totalmente desaconsejada (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

EXPLOSIVO	TAMAÑO DE PARTÍCULA (mm)	ESTADO	VELOCIDAD DE DETONACIÓN (M/S)
ANFO	2,0	Sólido	3 200
Dinamita	0,2	Sólido	4 000
Hidrogel (slurry)	0,2	Sólido – líquido	3 300
Emulsión	0,001	Líquido	5 000 a 6 000

Figura 1. 17: Características de los explosivos.
Fuente: (Exsa, 2010).

1.6.3. Sistemas de Iniciación

Los distintos sistemas de iniciación, se conocen como detonadores, son empleados en voladuras tanto a cielo abierto como subterráneas, cuya finalidad es la de iniciar los explosivos dentro del barreno (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Para la elección del sistema de iniciación se tendrá que tomar en cuenta las necesidades de secuenciación, características del entorno, facilidad en la realización de la conexión, etc. (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Los buenos resultados de cualquier operación de voladura se pueden obtener solamente si se selección de manera adecuada los dispositivos de iniciación que se utilizan para detonar la carga explosiva. Existen dos categorías de dispositivos de iniciación: eléctricos y no eléctricos (ISEE, 2008).

1.6.3.1. Detonadores Eléctricos

Es aquel que emplea energía eléctrica para su iniciación, posee un inflamador pirotécnico, a través del cual circula la corriente eléctrica, que hace que inicie la carga explosiva. El inflamador es una pequeña resistencia recubierta de pasta explosiva. Esta resistencia se la conoce como también puente de incandescencia, va conectada a los hilos de conexión y, a través de ellos, recibe la corriente eléctrica. Si la intensidad es lo suficientemente grande el puente se calienta, hasta alcanzar una temperatura, que produce la inflamación de la pasta explosiva de la cerilla. Entre los detonadores eléctricos podemos encontrar los detonadores instantáneos y los temporizados (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

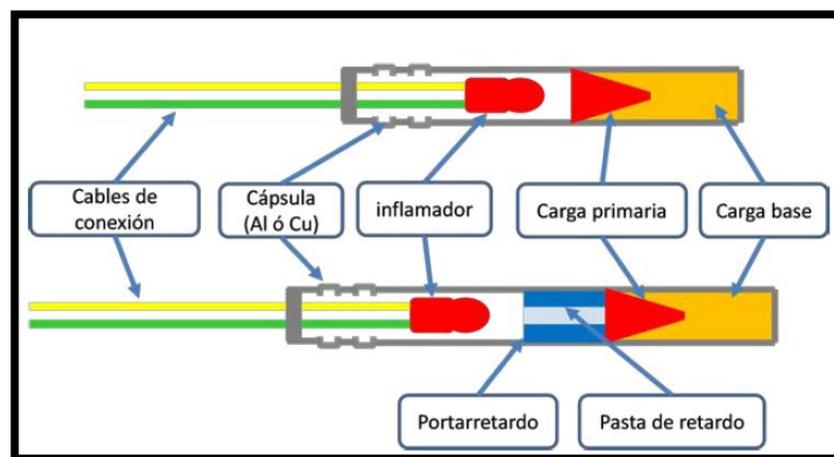


Figura 1. 18: Detonador eléctrico instantáneo y de retardo.
Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.6.3.2. Detonadores no eléctricos

Los detonadores no eléctricos son aquellos en los que no intervienen corriente eléctrica para su iniciación. La parte explosiva es común a los detonadores eléctricos, pero en lugar de un inflamador pirotécnico la carga porta-retardo se inicia por medio de una onda de choque de baja energía que se transmite a través de un tubo de transmisión (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

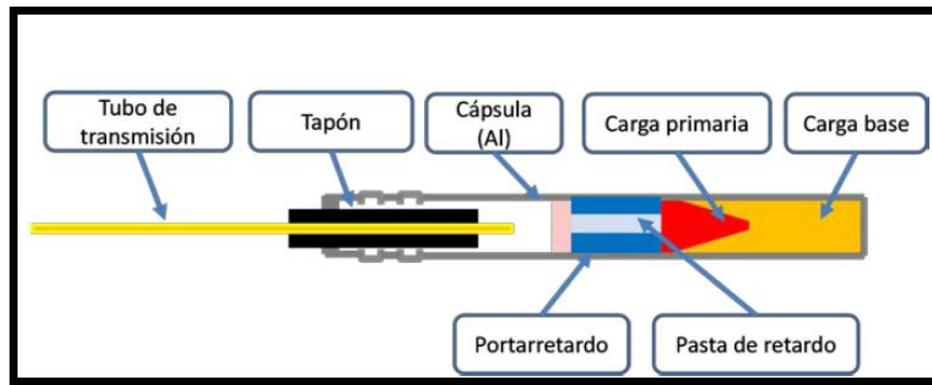


Figura 1. 19: Detonador no eléctrico.
Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

En la mina Agua Dulce, el tipo de sistema de iniciación que se utiliza es de detonador no eléctrico, se compone de mecha de seguridad y fulminantes para mecha. Este sistema de iniciación es el preferido en la mayoría de minas en el Ecuador, debido a su bajo costo, y al diámetro pequeño de sus barrenos.

1.6.3.3. Componentes del sistema fulminante y mecha de seguridad

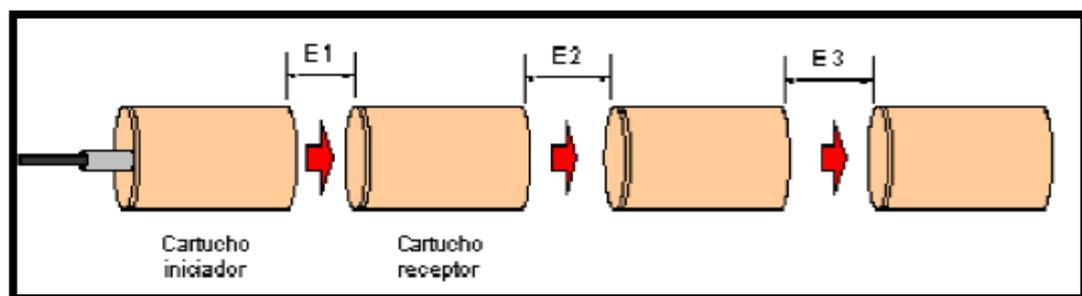


Figura 1. 20: Ilustración 1: Sistema fulminante y Mecha de Seguridad.
Fuente: EXPLOCEN C.A. " Seguridad, calidad y servicio al cliente."

1.6.3.3.1. Fulminantes

Son cápsulas de bronce o aluminio cargados con un explosivo de iniciación en polvo que va encima de la carga base del explosivo secundario, que se encuentra presionado estrechamente en el fondo de la cápsula (ISEE, 2008).

1.6.3.3.2. Mecha de seguridad convencional

Es el medio a través del cual se transmite una reacción de combustión a una velocidad relativamente uniforme hacia el área de encendido del fulminante. El núcleo está

compuesto de una línea de pólvora negra envuelta con fuerza por cubiertas de cinta, telas y materiales impermeables (ISEE, 2008).

1.6.4. Criterios de selección del explosivo

La selección del explosivo es una parte importante en el diseño de los procesos de perforación y voladura en minería, ya que es una variable controlable dentro del diseño. Para conseguir mejores rendimientos y resultados en las voladuras, es necesario analizar diversos factores que influyen directamente en la selección del explosivo.

1.6.4.1. Precio del explosivo

Este es un criterio muy importante para la selección, ya que el objetivo de las voladuras es reducir al coste mínimo el proceso de arranque, por lo que se selecciona el explosivo más económico, pero que realice el trabajo requerido. En rocas duras la perforación puede llegar a ser muy costosa y compensa la utilización de explosivos caros, pero más potentes. Para un diseño geométrico de voladura fijado, utilizando un diámetro de barreno dado, el menor coste se obtendrá empleando un explosivo que proporcione la potencia requerida al menor coste por unidad de longitud de barreno cargada (López Jimeno C. , 2004).

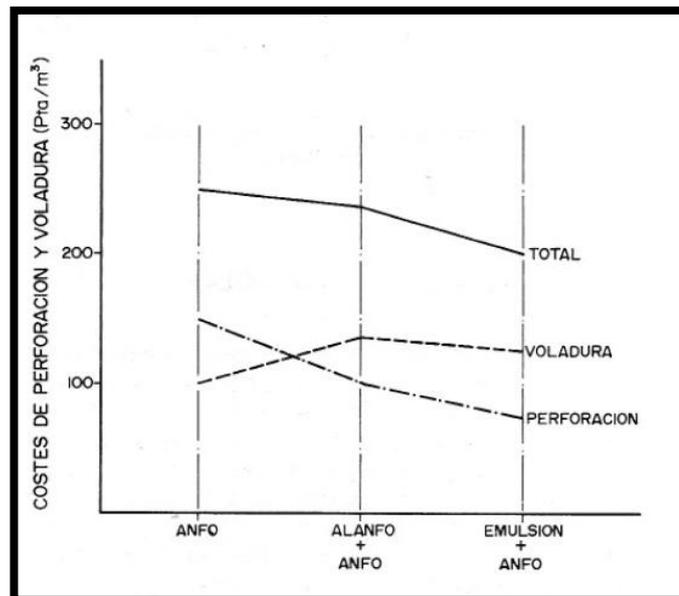


Figura 1. 21: Costes relativos de perforación y voladura en rocas duras para distintas alternativas de carga.

Fuente: (López Jimeno C. , 2004).

1.6.4.2. Diámetro de carga

En explosivos cuya velocidad de detonación varía con el diámetro, como es el caso del ANFO, y en la caso de pequeña minería, en el cual se utilizan diámetros menores a 50 mm, la mejor opción de explosivo, es emplear hidrogeles o dinamitas encartuchadas (López Jimeno C. , 2004).

1.6.4.3. Características de la roca

En la voladura las propiedades del macizo rocoso es el grupo de variables más importante, no solamente por su influencia directa en los resultados de las voladuras sino por su interrelación con las distintas variables de diseño.

Dentro del área donde se va a realizar la investigación según datos recopilados anteriormente, nos encontramos con rocas masivas resistentes. Los explosivos adecuados para este tipo de roca son los que poseen una elevada densidad y velocidad detonación, como son los hidrogeles, emulsiones y explosivos gelatinosos (López Jimeno C. , 2004).

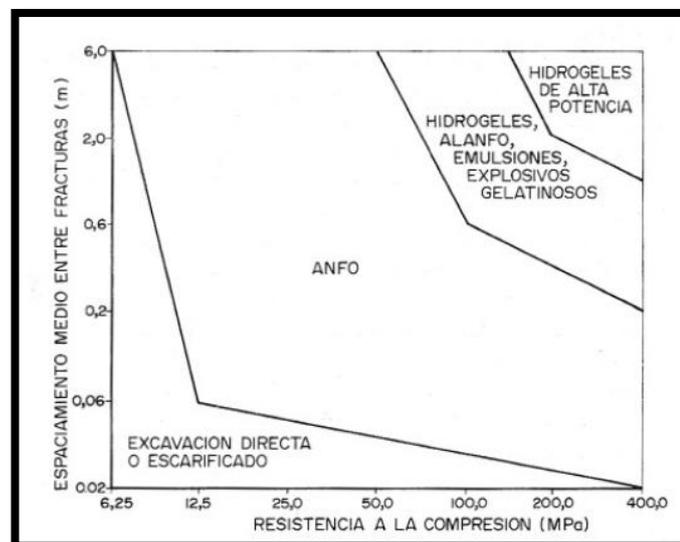


Figura 1. 22: Selección del explosivo en función de las propiedades del macizo rocoso.
Fuente: (López Jimeno C. , 2004).

1.6.4.4. Volumen de la roca a volar

Los volúmenes de material a volar y los ritmos de trabajo marcan el consumo de los explosivos a efectuarse en las operaciones de arranque. Dependiendo del tamaño y

ritmo de trabajo que se vaya a tener se selecciona el explosivo, que puede ser a granel para carga mecanizada o encartuchados de carga manual (López Jimeno C. , 2004).

1.6.4.5. Presencia de agua

Dependiendo de la zona en la que se esté realizando los procesos de perforación y voladura, se va a realizar la selección del explosivo, es así, que en zonas donde se tenga presencia de agua los explosivos van a ser diferentes (López Jimeno C. , 2004).

En lugares que se tenga poca presencia, el ANFO se encartuchará dentro de fundas de plástico. Si la presencia de agua es mayor y no es practicable el procedimiento anterior se puede efectuar el desagüe de los barrenos con una bomba e introducir a continuación una vaina de plásticos de resistencia adecuada y proceder a la carga de ANFO. Si la presencia de agua en los barrenos es constante producto de afluentes interiores de agua, e impide el bombeo, los explosivos que recomienda utilizar son los hidrogeles y emulsiones (López Jimeno C. , 2004).

1.6.4.6. Humos

En la actualidad la mayoría de los explosivos industriales están preparados para que tengan un equilibrio de oxígeno que maximice la energía desarrollada y minimice los gases tóxicos de detonación, la formación de humos nocivos con contenido en gases nitrosos y CO es inevitable. Así que para la selección del explosivo se tendrá que tener en cuenta este apartado, siempre dependiendo de la ventilación que se tenga en el lugar y de la capacidad de desalojar dichos gases de los frentes en los que se practicó la voladura (López Jimeno C. , 2004).

1.6.4.7. Problemas de suministro

Siempre para la selección del explosivo hay que considerar las posibilidades reales de suministro en función de la localización de los trabajos y lugares de abastecimiento de los explosivos y accesorios de voladura (López Jimeno C. , 2004).

1.7. Mecanismo de Fragmentación de la Roca

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un barreno y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al barreno esa onda de detonación produce un efecto de compresión al

llegar al mismo, pero al sobrepasarlo, ese esfuerzo se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3.000 y 5.000 m/s (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

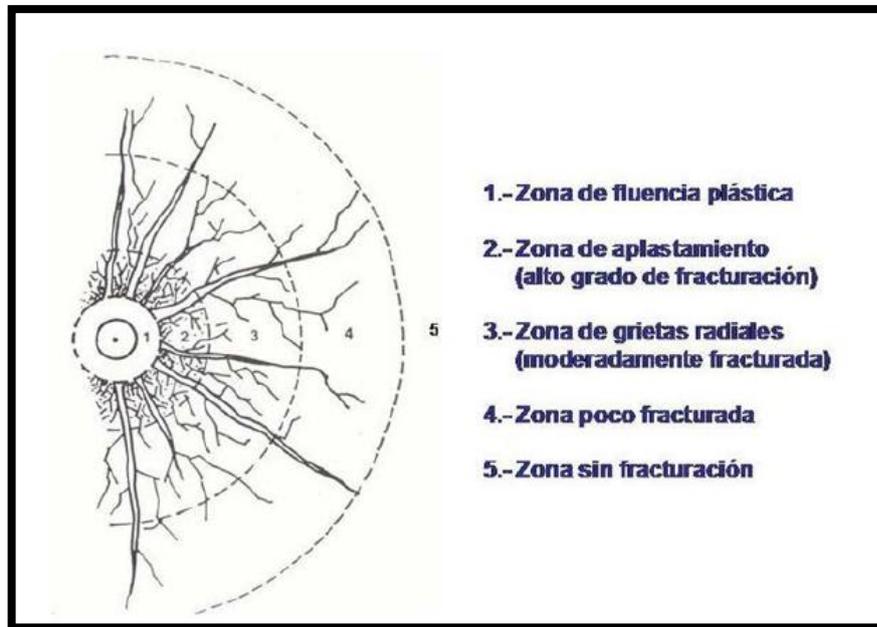


Figura 1. 23: Tipos de fisuras en las proximidades del barreno
Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

La resistencia a tracción de la roca es del orden de 10 a 100 veces menor que su resistencia a compresión. Será más fácil, por tanto, producir su rotura por un efecto a tracción. Con esta consideración puede decirse que la fragmentación de la roca se debe a estos dos fenómenos:

- Reflexión de las ondas de compresión
- Expansión de los gases (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Son diversos factores los que tienen influencia directa en la fracturación del macizo rocoso, entre los más importantes tenemos las características de la roca y la de los explosivos. En la voladura no podemos cambiar los factores propios del macizo rocoso, así que el éxito de la misma pasa por la selección correcta del tipo de explosivo a utilizarse (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.7.1. Influencia de la característica de las rocas

Las rocas responden de forma muy diferente a la onda de detonación del explosivo en lo que respecta a la primera etapa de formación de fisuras, primordial y origen del

fenómeno de rotura y fragmentación. La relación de volabilidad de la roca va ligada a su dureza y fragilidad (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Las rocas duras pero frágiles se rompen bien en el proceso de voladura, en cambio, las rocas blandas elásticas son apenas fragmentadas. Otro aspecto importante de la roca es la relación con la forma de rotura, que se explica por su configuración o estratificación, que es propia del macizo rocoso (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

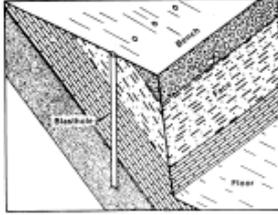
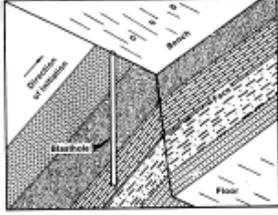
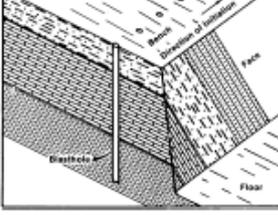
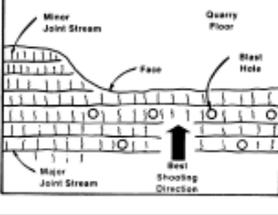
Estratificación	Posibles efectos	
Buzamiento hacia el frente	Sobreexcavación en cresta de banco	
Buzamiento hacia atrás del frente	Posible repié	
Paralela a los estratos	Estratos de distinta dureza: frente irregular	
Perpendicular a los estratos	Dirección óptima de salida de la voladura	

Figura 1. 24: Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura.
Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Esta existencia preliminar de fisuras puede ser una ventaja si se presentan en forma, dimensiones y situación en el espacio que coincidan con la granulometría que se desea obtener en la voladura (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.7.2. Influencia de la característica de los explosivos

Los explosivos se diferencian debido a su formulación lo que les proporciona comportamientos distintos cuando son iniciados de manera adecuada. Las características que influyen de mayor manera en la fragmentación de la roca son los siguientes:

- Presión de detonación,
- Volumen de gases,
- Impedancia (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8. Voladuras

Las voladuras son excavaciones subterráneas en la que se tiene una disposición un grupo de barrenos, a los que se ha colocado una cierta cantidad de explosivo y se inicia con una secuencia tal que se consiguen resultados de fragmentación y desplazamiento de la roca deseado (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Las voladuras subterráneas son más confinadas ya que la cara libre de la misma es mucho menor y el movimiento y fragmentación de la roca se tiene que realizar de una forma mucho más restringida, lo que implica que el consumo específico de la misma sea más elevado que en voladuras a cielo abierto, para lograr una fragmentación tal que sea posible una carga y transporte adecuado, la distribución de carga en toda la voladura debe ser lo más homogénea posible (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.1. Factores que afectan el diseño de voladuras

Son distintos los factores que afectan al diseño de las voladuras, es necesario distinguirlos para saber sobre los que se puede actuar, de sobre los que vienen impuestos por condicionantes ajenos que no pueden ser modificados. Con esto podemos distinguir factores de diseño y factores dependientes del macizo rocoso (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.1.1. Factores que afectan el rendimiento

El diseño de voladuras es una técnica que se basa en la aplicación de técnicas de cálculo en un medio heterogéneo, en el cual los resultados obtenidos pueden influir en

gran medida en el desarrollo del método de explotación. Para lograr una voladura óptima los resultados de fragmentación y desplazamiento deben ser los esperados.

Para obtener un correcto rendimiento los factores importantes a tener en cuenta son:

- Cantidad de energía correcta para la voladura,
- Distribución correcta de energía,
- Correcto confinamiento de la energía (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).



Figura 1. 25: Parámetros que afectan al rendimiento de una voladura.
Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.1.2. Factores geométricos

Dentro de los factores controlables de las voladuras pueden considerarse aquellos factores que están directamente relacionados con el método de explotación, tenemos los siguientes:

- Diámetro del barreno,
- Longitud del barreno,
- Numero de barrenos,
- Distribución de los barrenos (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.1.3. Factores relacionados con la roca

Son aquellos factores que no se pueden controlar, pero imprescindibles tener en cuenta para una óptima voladura. Entre los factores tenemos los siguientes:

- Densidad de la roca,

- Resistencia o dureza de la roca,
- Velocidad sísmica del macizo rocoso (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.1.4. Factores relacionados al explosivo

Estos factores están directamente relacionados con el diseño de la voladura. En estos factores, interfieren directamente la decisión que se tome al momento de seleccionarlos, los factores a tomar en cuenta son:

- Densidad de la roca,
- Velocidad de detonación.
- Presión de detonación,
- Carga de explosivo,
- Secuencia de la voladura (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.2. Partes de la voladura subterránea

Al momento de realizar túneles, galerías, chimeneas, piques, voladuras de producción se diferencian los barrenos en función de la posición que ocupen, ya que cada uno tiene una misión diferente. Se diferencia los siguientes: cuele, contracuele, destroza, contorno, zapateras (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

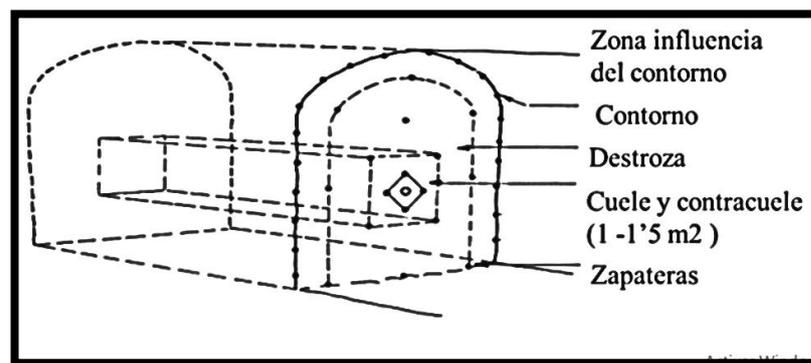


Figura 1. 26: Ilustración 2: Posición de los diferentes grupos de barrenos.
Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.2.1. Cuele

Tienen la misión de crear una cara libre inicial en una zona más o menos centrada en la voladura. Suele componerse de barrenos cargados, junto con uno o varios barrenos de mayor diámetro que se dejan vacíos. Suele tener unas dimensiones aproximadas de un cuadrado de un metro de lado (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.2.2. Contracuele

Son los barrenos que rodean al cuele y aumentan la cara libre para facilitar el desplazamiento del resto de la voladura (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.2.3. Destroza

Son los barrenos que al detonar fragmentan y desplazan la roca volada hacia la cara libre generada por el cuele y contracuele (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.2.4. Contorno

Son los barrenos que se sitúan en el perímetro de la voladura, teniendo como misión el de perfilar el contorno de la excavación adecuándose al diseño proyectado. Se diseñan como una voladura de contorno a cielo abierto (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.2.5. Zapateras

Son los barrenos que se sitúan en el piso de la voladura. Su misión es la de conformar el suelo de la excavación (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

1.8.3. Secuencia de encendido

La secuencia de encendido es aquella que debe generar de manera progresiva las caras libres para la detonación de los siguientes barrenos. Como el confinamiento en voladuras subterráneas es mucho mayor que en cielo abierto, la secuencia de disparo seguirá un orden en función de la posición y la carga de los barrenos.

Para el disparo, primero debe iniciar el cuele, los cuales tienen ayuda de la cara libre creada artificialmente, por medio de barrenos vacíos. Creada la primera cara libre, se inicia el contracuele, seguido se disparan los destroza, que son los que poseen mayor cara libre, y al último se disparan las zapateras, que establecen el nivel del piso, dando forma al túnel (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

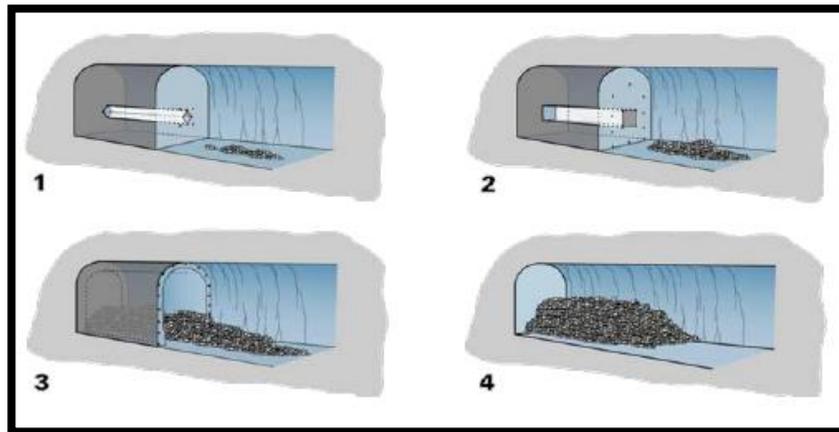


Figura 1. 27: Secuencia de encendido.
Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

CAPÍTULO II

DISEÑO Y SELECCIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADA

2.1. Área de explotación

2.1.1. Antecedentes

Mina Agua Dulce

La mina se caracteriza por ser un complejo minero-metalúrgico y está considerado entre sus activos principales, los metales como oro, plata y cobre, con el fin de obtener beneficios económicos.

El sistema de explotación está determinado por las condiciones geológicas y características estructurales del yacimiento (tamaño, calidad, continuidad, geometría, inclinación, ubicación, profundidad, competencia del mineral y las rocas adyacentes), por el valor del recurso y por las normas y leyes a las que se rigen la industria en el país.

El sistema de ventilación de la mina es de tipo natural. La maquinaria al interior mina en su mayoría es de acción de tipo neumática, para lo cual se utiliza compresor, que manda aire comprimido hacia los pulmones en el interior mina. El compresor con el que se cuenta en la mina es Compresor Ingersoll Rand VHP400, este compresor está compuesto de un motor CUMMINS a diésel, de pistón, su caudal es de 400 pies cúbicos por minuto, presión de trabajo de 200 psi. Tiene conexión directa con el tanque de almacenamiento vertical (pulmón) de 8 metros cúbicos que se encuentra ubicado a 20 metros del compresor.

La mina Agua Dulce esta conformada por tres niveles H, H y C, dos pozos 1 y 7, y un minado de bloques llamado “Lisseth” conectados desde la línea principal.

Tabla 2. 1: Niveles mina Agua Dulce.

Labor	Profundidad	Conexión entre niveles
Pozo 1	120 m	Desde e nivel
Pozo 7	80 m	Desde e nivel
Winche jorupe	90 m	E nivel- C nivel
H nivel	78 m	H nivel- E nivel
Chimenea Lisseth	70 m	Desde e nivel

La producción del mineral desde los diferentes frentes de explotación se realiza con ayuda de baldes, carretillas y carros mineros hacia los distintos buzones, el buzón principal que es utilizado para transportar el mineral hacia la superficie del winche soroche. La producción diaria de la mina es de 50 toneladas aproximadamente.

2.1.2. Descripción del área de explotación

2.1.2.1. Mineralización

El tipo de yacimiento de la mina Agua Dulce está catalogado como filoniano aurífero-polisulfúrico hidrotermal (vetiforme) del tipo epitermal de baja sulfuración. Se tienen estructuras vetiformes mineralizadas principalmente por oro, plata, sulfuros como la pirita y calcopirita. La paragénesis del oro está directamente ligada al cuarzo, óxidos de manganeso y hierro, en menor porcentaje los sulfuros: pirita (FeS_2), galena (PbS) y calcopirita (CuFeS_2), esta veta se presenta en forma de rosario, típico a las estructuras que afloran en el flanco occidental de los Andes Ecuatorianos.

Los principales minerales de interés que son aprovechados son oro, plata, cobre. El área de estudio está conformado por una estructura vetiforme, con potencias que varían entre 0,4 metros a 1,10 metros.

Tabla 2. 2: Resumen de Factores geométricos del área de explotación.

Parámetros	Características
Tipo del Yacimiento	Filoniano aurífero-polisulfúrico hidrotermal (vetiforme).
Mineralización	Pirita (FeS_2), Calcopirita (CuFeS_2), Galena (PbS).
Potencia de Veta	0.40-1.10 metros
Altura de Veta	2 metros

2.1.2.2. Sistema de explotación

En la mina Agua Dulce el método de explotación utilizado es el de Corte y Relleno (Cut and Fill). “Se entiende por corte y relleno los métodos de explotación subterráneos en los que una simple excavación o pasada se completa con el relleno antes de la realización de la siguiente pasada.” (Universidad Politecnica de Madrid, 2007, p. 96.)

En el método de corte y relleno las cámaras que quedan después de realizar la voladura, son rellenas rutinariamente. Este método se utiliza en depósitos de tipo filoniano con buzamientos pronunciados y en yacimientos grandes de forma irregular. El relleno se aprovecha para sostenimiento de las paredes o hastiales de la cámara, como también para piso en el área de explotación (Universidad Politecnica de Madrid, 2007).

En la mina Agua Dulce el relleno proviene del estéril que resulta de la arranque de mineral. Este método es de los más utilizados en el ámbito minero, porque, es el más flexible de todos y las características del yacimiento en la mayoría de minas del país dan para la aplicación del método y es una gran alternativa al método por subniveles.

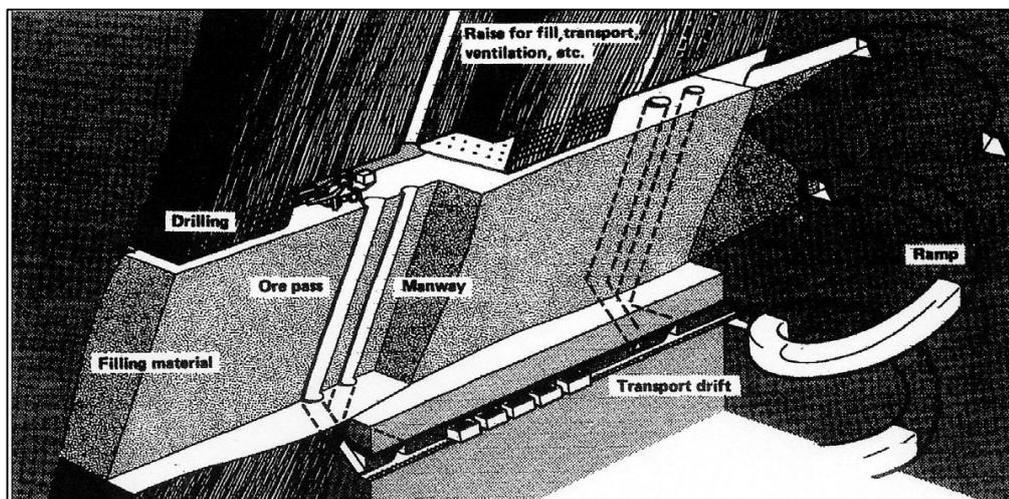


Figura 2. 1: Método de Explotación: Corte y Relleno.
Fuente: (Universidad Politecnica de Madrid, 2007).

Pero este no es el único método que se aplica en la mina Agua Dulce, debido a que en la práctica, la explotación requiere ser modificada y adecuada con el área que se esté explotando, dependiendo del área muchas veces se debe estar combinando distintos métodos de explotación, esto se da porque los depósitos minerales rara vez se ajustan a un sólo método de explotación.

En el área de estudio, las dimensiones del túnel son del 2 x 1.30 metros, cuenta con cuerpo mineralizado vetiforme que tiene una potencia que varía de 0.40 a 1.10 metros.

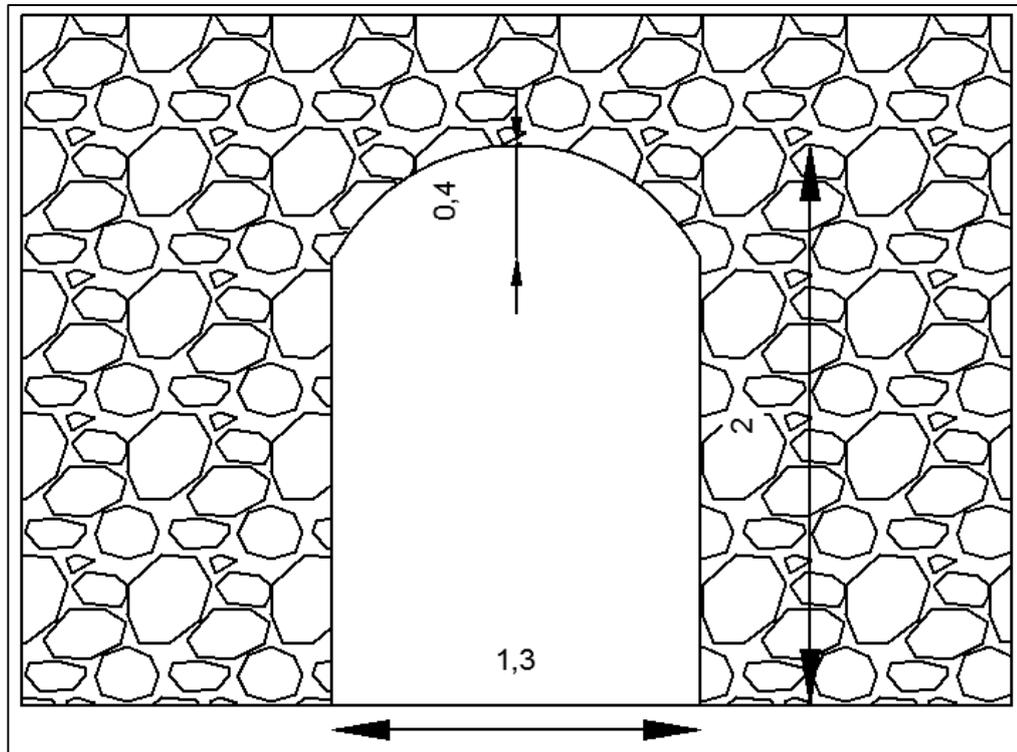


Figura 2. 2: Dimensiones del túnel del frente de explotación Nivel H.

2.1.2.3. Factores geomecánicos

Los datos geomecánicos de la composición de roca de caja y roca mineralizada presente en la zona de explotación, se obtuvieron a través de pruebas de laboratorio, después de haber recopilado in situ las muestras de roca.

Densidad



Figura 2. 3: Picnómetro 10 ml.

Los resultados de la densidad de la roca mineralizada en veta y roca de caja del frente de explotación se obtuvieron a través de un ensayo de laboratorio con la utilización del picnómetro, mediante la siguiente ecuación:

P1: peso picnómetro vacío

P2: peso picnómetro vacío + muestra

P3: peso picnómetro vacío + muestra + agua de aforo

P4: peso picnómetro vacío + agua.

$$m = (P_{pic.} + P_{agua\ total} + P_{muestra}) - (P_{pic.} + P_{muestra} + P_{agua\ aforo})$$

Se realizaron dos pruebas para obtener la densidad de la roca en el frente de explotación:

Densidad roca mineralizada (veta)



Figura 2. 4: Peso del picnómetro con agua.

Aplicando la ecuación antes planteada nos dio los siguientes resultados:

$$m = 0.226\ gr$$

$$\delta_{H_2O} = m/v$$

$$1 \frac{gr}{cm^3} = 0.226 gr/v$$

$$v = 0.226 cm^3$$

Peso de la muestra: 0.609 gr

$$\delta_{muestra} = \frac{P.muestra}{v}$$

$$\delta_{muestra} = \frac{0.609 gr}{0.226 cm^3}$$

$$\delta_{muestra} = 2,69 gr/cm^3$$

Densidad roca de caja



Figura 2. 5: Peso del picnómetro con roca de caja.

Aplicando la ecuación antes planteada nos dio los siguientes resultados:

$$m = 0.083 gr$$

$$\delta_{H_2O} = m/v$$

$$1 \frac{gr}{cm^3} = 0.083 gr/v$$

$$v = 0.083 cm^3$$

Peso de la muestra: 0.220 gr

$$\delta_{muestra} = \frac{P. muestra}{v}$$

$$\delta_{muestra} = \frac{0.220 \text{ gr}}{0.083 \text{ cm}^3}$$

$$\delta_{muestra} = 2,65 \text{ gr/cm}^3$$

Tabla 2. 3: Densidad de la Roca.

Muestra	Densidad (gr/cm3)
Roca mineralizada (veta)	2.69
Roca de caja	2.65
Densidad promedio	2.67

Los resultados obtenidos de la densidad de la roca, tanto de caja como de veta nos dan un promedio de 2.67 gr/cm³ que se va utilizar para realizar los cálculos posteriores en el diseño de la malla de perforación.

Resistencia a compresión simple

Posterior a la recolección de muestras en el campo, se realizaron los ensayos de la resistencia a la compresión simple en los laboratorios de la Universidad del Azuay en la Facultad de Ciencia y Tecnología.



Figura 2. 6: Testigos de Roca para ensayo de la Resistencia a la Compresión Simple.

Para realizar el ensayo se procedió con anterioridad a elaborar cuatro paralelepípedos rectangulares, los cortes de estos paralelepípedos se realizaron en el área de mecánica

de la mina Agua Dulce. Para determinar las medidas de los paralelepípedos se basó en la relación 2:1 (longitud/diámetro), cuyas medidas aproximadas fueron 12cm de longitud y 5cm diámetro.



Figura 2. 7: Colocación del testigo en la prensa hidráulica para ensayo.

Los resultados obtenidos fueron:

Tabla 2. 4: Resultados de Análisis de la Resistencia a la Compresión Simple.

Muestra	Área	Carga	Resistencia a la Compresión Simple	
	cm ²		Kg	Kg/cm ²
M1	26.52	12207	460.29	45.12
M2	23	8052	350.08	34.32
M3	23.46	6149	262.11	25.70
M4	25	10847	433.88	42.53
Promedio Total				36.92

Índice de calidad de roca de Deere (RQD)

Para la determinación del RQD, se realizaron cinco puntos de muestreo en el área de estudio, en cada punto se midieron las familias de fracturas por metro.

Los valores del RQD, se obtuvieron con la aplicación de la siguiente formula:

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

Tabla 2. 5: Valores del índice de calidad de roca de Deere.

Medición	N° de fracturas	RQD (%)
1	4	84
2	3	88
3	3	88
4	2	92
5	4	84
RQD		87.2%

Luego de haber realizado el cálculo del RQD con los datos recopilados en el área de estudio, se obtuvo que el valor promedio es de 87.2%, con lo que se establece que la calidad de la roca es buena.

Resumen de factores geomecánicos

Luego de haber realizado las diferentes pruebas y ensayos en los laboratorios de la Universidad del Azuay se obtuvieron los siguientes valores:

Tabla 2. 6: Resultados Factores Geomecánicos.

Parámetros	Resultados
Tipo de Roca	Andesita
Densidad Roca	2.67 Tn/m ³
Resistencia a compresión	36.92Mpa
RQD	87.2%

Clasificación geomecánica RMR

Para obtener el valor del RMR del macizo rocoso, se toman en cuenta los parámetros explicados en el capítulo anterior (tabla 1.4).

Luego de haber realizado el análisis de los factores (tabla 2.6), se procede a calcular la calidad del macizo rocoso que se encuentra en el área de estudio.

Además, pude verificar que el espaciamiento entre discontinuidades se encuentra entre los de 0.3 m a 1 m, en el área de estudio no existe la presencia de agua, y las condiciones de las fracturas presenta una superficie ligeramente rugosa.

En el área de estudio, las fracturas se encuentran perpendicular al eje del túnel, por lo que se encuentran en la categoría de favorable con relación a lo establecido en la tabla 1.5.

Después de haber establecido todas las características del frente de explotación, se procede a calcular el valor del RMR en el área de estudio.

Tabla 2. 7: Resultados RMR.

Parámetro	Valor
Resistencia compresión uniaxial	4
RQD	17
Distancia entre diaclasas	20
Condiciones de fracturas	20
Condiciones hidrológicas	10
Corrección por orientación de las discontinuidades	-2
Total	69

2.1.3. Perforación

El método de que se utiliza para la labor de perforación es el rotopercutivo, con martillo en cabeza. La máquina utilizada en la mina Agua Dulce es la perforadora neumática Jack Leg (YT-27), debido a su bajo costo, facilidad de movilización al interior mina, y porque no demanda demasiado aire comprimido para su funcionamiento (70 psi). Estas perforadoras se caracterizan por que se utilizan en labores horizontales, llevan consigo un pie de avance que es accionado de manera neumática con aire comprimido, se puede realizar perforaciones en diferentes ángulos pronunciados, pero no verticales.

Tabla 2. 8: Especificaciones Técnicas Perforadora YT-27.

Perforadora YT-27	
Peso	27 Kg
Largo Total	668 mm
Carrera de Pistón	60 mm
Energía de Impacto	75.5 J
Consumo de Aire	0.0833 m ³ /s
Presión de Aire	0.63 Mpa
Presión de Agua	0.3 Mpa
Profundidad de Perforación en Roca	5 mts
Modelo de Pie de Avance	FT160A

Fuente: (Suri, 2010). <https://americansuri.cl/perforadora-yt27/>

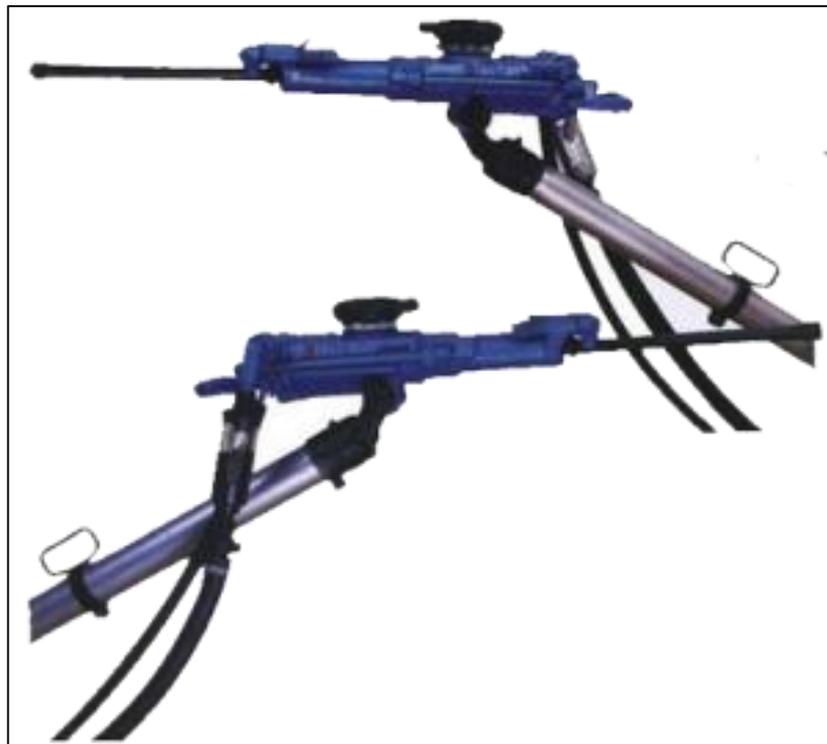


Figura 2. 8: Perforadora Jack Leg YT-27.

Fuente: (Suri, 2010). <https://americansuri.cl/perforadora-yt27/>

La perforación en los distintos frentes de explotación, se realizan siguiendo criterios del perforador para la realización de la malla de perforación, este diseño se da in situ en el frente de explotación debido que el perforador crea su malla de perforación según

el estado del área de explotación en ese momento, es decir, la perforación no se realiza de manera técnica.

El número de barrenos va a depender de la zona de explotación, en el área de estudio fijada para esta investigación se realizan 27 barrenos por avance aproximadamente, de los cuales 2 barrenos son de alivio y los 25 barrenos llevan carga explosiva.

La perforación se realiza con barrenos 1.20 metros de longitud, un diámetro de perforación de 36 mm, los avances utilizando la malla de perforación a criterio del perforador se midieron por metro lineal en el área de estudio.

2.1.4. Explosivos y accesorios de voladura utilizados en la actualidad

En el frente de explotación se realiza una voladura por día, debido a la dificultad que representa su carguío y transporte hacia superficie. Todos los barrenos son cargados con EMULNOR 3000 1"X7" como carga de fondo, nitrato de amonio como carga de columna 1" X 8 $\frac{7}{8}$ " y los accesorios de voladura utilizados como sistemas de iniciación son fulminante ordinario N°8 y mecha de seguridad negra.

Todos los explosivos que se utilizan para la voladura en la mina Agua Dulce son de procedencia de la empresa FAMESA.

EMULNOR 3000



Figura 2. 9: EMULNOR 1"X7".
Fuente: (Famesa, 2019).

Es una emulsión explosiva encartuchada cuyas propiedades principales son potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases (FAMESA).

Tabla 2. 9: Características EMULNOR 3000.

EMULNOR 3000 1"X7"	
Densidad relativa (gr/cm³)	1.14
Velocidad de Detonación (m/s)	5700 confinado, 4400 sin confinar
Presión de Detonación (kbar)	93
Energía (kcal/kg)	920
Volumen normal de gases (L/kg)	880
Sensibilidad al fulminante	N°8
Resistencia al Agua	Excelente
Categoría de Humos	Primera

Fuente: (Famesa, 2019).

Fulminante ordinario N°8



Figura 2. 10: Fulminante ordinario N°8.

Fuente: (Famesa, 2019).

Es un accesorio de voladura constituido por una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en uno de sus extremos, cuyo interior llevo un explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo (FAMESA).

Tabla 2. 10: Características Fulminante ordinario N°8.

Fulminante ordinario N°8	
Longitud del Fulminante (mm)	45
Diámetro del Fulminante (mm)	6.3
Prueba de Esopo, Diámetro de Perforación	10
Volumen Trauzl (cm³)	23
Resistencia a la humedad relativa del 100% por 24 horas	Detona
Resistencia al Impacto	2 kg/1m
Sensibilidad a la Chispa de la Mecha	Buena

Fuente: (Famesa, 2019).

Mecha de seguridad



Figura 2. 11: Mecha de seguridad.

Fuente: (Famesa, 2019).

La Mecha de Seguridad es un accesorio de voladura y un componente del sistema tradicional de iniciación. Se caracteriza por ser flexible y posee un núcleo central de pólvora, el cual transmite el fuego hasta el fulminante, a una velocidad uniforme; está recubierta por varias capas de diferentes materiales que garantizan la continuidad de la combustión y compactación. Estos componentes se encuentran protegidos por un recubrimiento de material plástico.

Tabla 2. 11: Características Mecha de Seguridad.

Mecha de Seguridad	
Color de recubrimiento	Negro
Núcleo de pólvora (gr/m)	6.1 ± 0.7
Tiempo de combustión a.n.m. (s/m)	160 ± 10
Diámetro externo (mm)	5.2 ± 0.2
Impermeabilidad	Muy buena

Fuente: (Famesa, 2019).

2.1.5. Malla de perforación y voladura actual

En la actualidad la malla de perforación que se realiza en el frente de explotación Nivel H, se hace a criterio del perforista, la cual cuenta con 27 barrenos, 2 barrenos son de alivio y 25 llevan carga explosiva para efectuar la voladura.

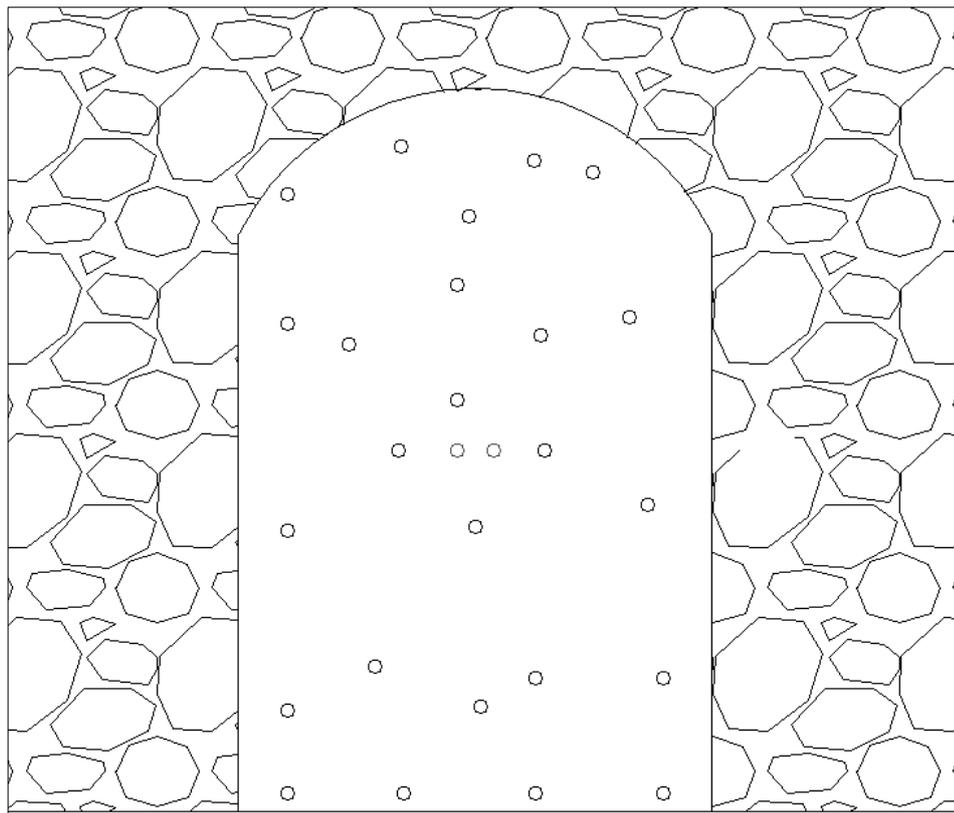


Figura 2. 12: Malla de Perforación actual.

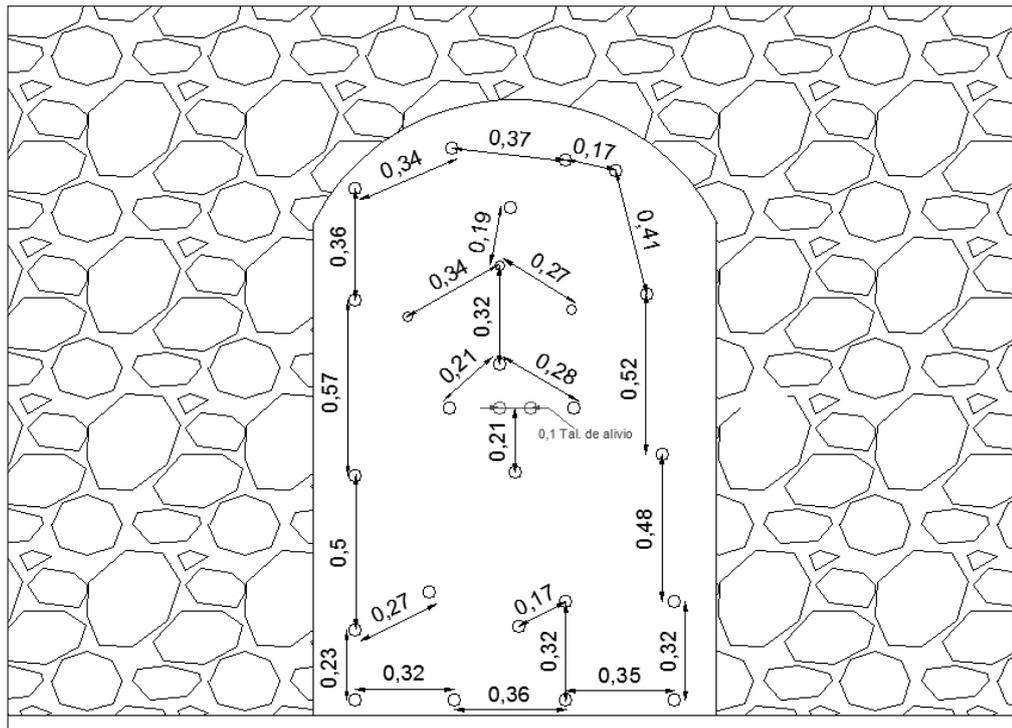


Figura 2. 13: Dimensionamiento Malla de Perforación actual.

Sistema de cargado de explosivos actual

El sistema de cargado del explosivo que realiza el maquinista es el siguiente; el cuele que consta de 4 barrenos es cargado con 3 cartuchos de nitrato de amonio¹, 1 cartucho de EMULNOR 3000² con sistema de iniciación y 1 cartucho de EMULNOR 3000 sin sistema de iniciación, como indica la figura 2.14.

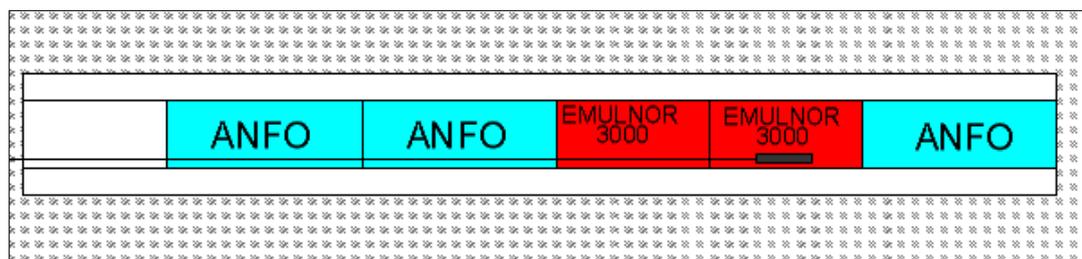


Figura 2. 14: Cargado de explosivo en el cuele de la voladura.

¹ Cada cartucho de Nitrato de amonio tiene un contenido de 116.7 gramos.

² Cada cartucho de EMULNOR 3000 tiene un contenido de 97.5 gramos.

Para el resto de barrenos de detroza, contorno y zapateras el cargado de explosivos se da de la siguiente manera: 3 cartuchos de nitrato de amonio, $\frac{1}{2}$ cartucho de EMULNOR 3000 con sistema de iniciación, como indica la figura 2.15.

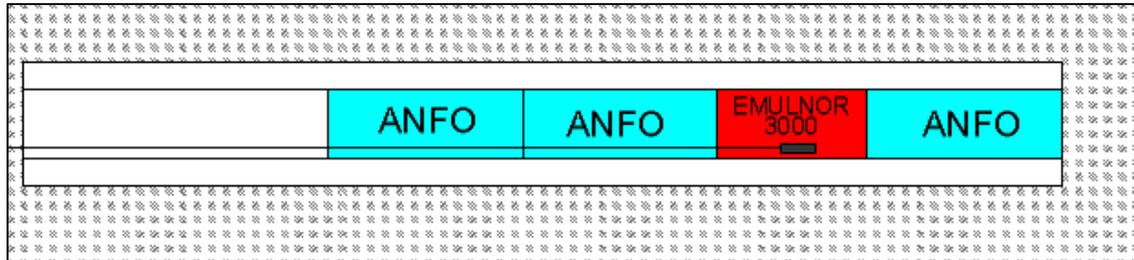


Figura 2. 15: Cargado de explosivos de Destroza, Contorno y Zapateras.

Luego de realizar el cargado de cada barreno perforado, se efectua el retacado del mismo, que sirve para asegurar el confinamiento del explosivo.

Sistema de iniciación



Figura 2. 16: Sistema de iniciación: fulminante ordinario y mecha de seguridad.

El sistema de iniciación que se utiliza para realizar la voladura en el área de estudio, es de fulminante y mecha lenta. Su armado se realiza encasquillando el fulminante con la mecha lenta. El sistema de iniciación que manejan es de fulminante ordinario N°8 y 1.50 metros de mecha de seguridad negra, por cada cartucho o $\frac{1}{2}$ cartucho de EMULNOR 3000.

Avances por voladura

El avance de perforación puede variar por diversos factores, que afectan su eficiencia.

Para la perforación en la mina Agua Dulce se utiliza la maquina neumática Jack-Leg YT-27 con un barreno de largo de 1.20 metros, la determinación del avance real voladura se realizó con la ayuda de la cinta métrica, se hicieron un total de 10 mediciones de la actual malla de perforación y voladura utilizada.

Además, se estableció el consumo de explosivo y accesorios de voladura utilizados para cada avance en el frente de explotación Nivel H.

Tabla 2. 12: Especificaciones de los consumos y avance de la voladura.

Avance	Medida (metros)	Consumo			
		EMULNOR 3000 1"X 7" (kg)	Nitrato de amonio (kg)	Fulminante ordinario N°8 (unid.)	Mecha de seguridad (metros)
Avance 1	1.03	1,8	8.75	25	37.5
Avance 2	0.96	1,8	8.75	25	37.5
Avance 3	0.95	1,8	8.75	25	37.5
Avance 4	0.93	1,8	8.75	25	37.5
Avance 5	0.96	1,8	8.75	25	37.5
Avance 6	0.97	1,8	8.75	25	37.5
Avance 7	0.97	1,8	8.75	25	37.5
Avance 8	1.00	1,8	8.75	25	37.5
Avance 9	0.98	1,8	8.75	25	37.5
Avanve 10	1.01	1,8	8.75	25	37.5

Luego de haber realizado la medición y establecer los consumos de la voladura, se va a realizar el calculo del consumo específico, la perforacion específica y el costo por voladura que se tiene utilizando la actual malla de perforación y voladura.

Además, se obtuvo el valor de la eficiencia de perforación en el área de estudio analizando los factores utilizados actualmente. El avance promedio que se tiene en las labores de perforación y voladura es de 97.5 cm, con lo cual obtenemos una eficiencia de 82.62%.

Consumo específico (q)

El cálculo del consumo específico consiste en la relación entre la cantidad de explosivo utilizado en la voladura y el volumen de material extraído, este cálculo se realizó sobre los avances medidos de la actual malla de perforación y voladura que es utilizada en el área de estudio.

Tabla 2. 13: Especificaciones para el cálculo del consumo específico.

Avance	Medida (metros)	Area (m²)	Volumen extraído (m³)	Cosumo de explosivo (Kg)	Consumo específico (Kg/m³)
Avance 1	1.03	2.60	2.68	10.55	3.94
Avance 2	0.96	2.60	2.50	10.55	4.22
Avance 3	0.95	2.54	2.41	10.55	4.38
Avance 4	0.93	2.54	2.36	10.55	4.47
Avance 5	0.96	2.48	2.38	10.55	4.43
Avance 6	0.97	2.57	2.49	10.55	4.24
Avance 7	0.97	2.60	2.52	10.55	4.19
Avance 8	1.00	2.60	2.60	10.55	4.06
Avance 9	0.98	2.60	2.55	10.55	4.14
Avanve 10	1.01	2.60	2.63	10.55	4.01
Consumo Específico Promedio					4.21

El consumo específico promedio de las voladuras medidas, que se realizaron con la malla de perforación y voladura actual en el área de estudio es de 4.21 Kg/m³.

Perforación específica

La perforación específica es la relación entre los metros perforados y el volumen de material extraído.

El largo del barreno de perforación utilizado es de 1.20 metros, la eficiencia de la perforación es de 98% según los datos obtenidos en el campo, por lo que, la perforación por barreno es de 1.18 metros.

Los metros perforados en cada voladura en el área de estudio, se obtuvieron através del siguiente calculo:

$$P = N^{\circ} \text{ de barrenos} \times \text{metros perforados por barren}$$

$$P = 27 \times 1.18 \text{ m}$$

$$P = 31.86 \text{ m}$$

Los perforación por cada voladura en el área de estudio es 31.86 metros.

Tabla 2. 14: Especificaciones para el cálculo de la perforación específica.

Avance	Volumen extraído (m³)	Perforación (m)	Perforación específica (m/m³)
Avance 1	2.68	31.86	11.89
Avance 2	2.50	31.86	12.74
Avance 3	2.41	31.86	13.22
Avance 4	2.36	31.86	13.50
Avance 5	2.38	31.86	13.39
Avance 6	2.49	31.86	12.80
Avance 7	2.52	31.86	12.64
Avance 8	2.60	31.86	12.25
Avance 9	2.55	31.86	12.49
Avance 10	2.63	31.86	12.11
Perforación Específica Promedio			12.70

La perforación específica media utilizando la malla de perforación actual en el frente de explotación es de 12.70 (m/m³).

Costo específico

Para el calculo de este apartado solo se tomó en cuenta el gasto que se realiza en los explosivos de fondo y de columna, como también, el sistema de iniciación de la voladura, en este calculo no se tomará en cuenta el salario del personal, ni el costo de depreciación de la maquina, broca y barren.

Estos costos por voladura se obtuvieron con la relación entre el precio unitario de cada explosivo utilizado con el volumen de material volado por avance.

La cantidad de explosivo utilizado, fulminante y mecha de seguridad utilizado por avance esta especificado en la tabla 2.12.

Se construirá la tabla especificando el costo de cada ítem utilizado en la voladura.

Tabla 2. 15: Precio unitario de explosivos.

Explosivo	Precio
EMULNOR 3000 1"X7"	4.40 US\$/kilo
Fulminante ordinario N°8	0.40 US\$/unidad
Mecha de seguridad negra	0.40 US\$/metro
Nitrato de Amonio	0.40 US\$/kilo

A continuación se detallará el costo del explosivo utilizado por voladura para calcular su costo específico.

Tabla 2. 16: Consumo específico.

Avance	Volumen extraído (m³)	Consumo				Costo por voladura (US\$/m³)
		EMULNOR 3000 1"X 7" (US\$)	Nitrato de Amonio (US\$)	Fulminante ordinario N°8 (US\$)	Mecha de Seguridad (US\$)	
Avance 1	2.68	7.92	3.50	10.00	15.00	13.59
Avance 2	2.50	7.92	3.50	10.00	15.00	14.57
Avance 3	2.41	7.92	3.50	10.00	15.00	15.11
Avance 4	2.36	7.92	3.50	10.00	15.00	15.43
Avance 5	2.38	7.92	3.50	10.00	15.00	15.30
Avance 6	2.49	7.92	3.50	10.00	15.00	14.63
Avance 7	2.52	7.92	3.50	10.00	15.00	14.45
Avance 8	2.60	7.92	3.50	10.00	15.00	14.01
Avance 9	2.55	7.92	3.50	10.00	15.00	14.28
Avance 10	2.63	7.92	3.50	10.00	15.00	13.85
Costo específico promedio						14.52

El costo específico medio por voladura utilizando la malla de perforación y voladura actual es de 14.52 US\$/m³.

2.2. Criterios de selección del explosivo

La selección del explosivo generalmente se realiza en relación al precio y abastecimiento, pero existen diversos factores técnicos que se deben tener en cuenta, ya que es una de las variables controlables en la voladura, además, el explosivo debe ser el más efectivo para las características del área de explotación, debido a que es una parte importante dentro del diseño de la voladura para obtener los resultados deseados.

2.2.1. Características de los explosivos

Los explosivos que utiliza la Minera Carlos Pacheco, en la mina Agua Dulce, es la emulsión fabricada por la empresa FAMESA, EMULNOR 3000 1"X7", el proveedor de explosivos y accesorios para voladura ofrece la dinamita semigelatinosa de la empresa MAXAM RIODIN M 7/8"X8", a continuación se va realizar un análisis para establecer cuál es la mejor opción entre estos dos tipos de explosivos, para la posterior selección y aplicación en el área de explotación.

Tabla 2. 17: Comparación de características entre explosivos seleccionables.

Característica	EMULNOR 3000	RIODIN M
Velocidad de Detonación	5700 m/s	5000 m/s
Presión de Detonación	93 kbar	128 kbar
Densidad	1.14 gr/cm ³	1,30 gr/cm ³
Volumen de Gases	880 l/kg	905 l/kg
Resistencia al Agua	Excelente	Buena
Categoría de Humos	Primera	Primera
Tipo de Roca	Intermedias a Duras	Blanda o Dura
Diámetro de Cartucho	1"X 7"	7/8"X8"
Contenido cartuchos/caja (25 kilos)	260	257
Precio del Explosivo	\$110.00	\$120.00

Fuente: (Famesa, 2019), (Maxam, 2018).

Diámetro de carga

Según las recomendaciones de diferentes expertos en el campo de la voladura de rocas, cuando el diámetro de perforación es menor a 50 mm, se debe utilizar dinamitas, hidrogeles o emulsiones encartuchadas. Para el diseño de la malla de perforación, el diámetro de perforación es de 36 mm, así que, se utilizará un explosivo encartuchado.

Características de la roca

Según los resultados obtenidos en los análisis realizados en laboratorio, véase tabla 2.6, los datos geológicos obtenidos de la recopilación de información, tenemos que la roca a perforar y posteriormente volar en el área de estudio es una Andesita, con una resistencia a la compresión simple de 36.92 Mpa, se encuentra considerada como una roca moderadamente dura.

Presencia de agua

La presencia de agua puede llegar a ser un problema, si se encuentra de manera activa en el área de explotación (fluye continuamente). En el área de explotación, no se encuentra presencia de agua activa, se tiene presencia de agua producto de la perforación, la cual es evacuada después de haber realizado la perforación, al efectuar la limpieza de los huecos. Los huecos después de haber realizado la correcta limpieza, no quedan totalmente secos, por lo que el explosivo seleccionado debe tener buena resistencia al agua.

Humos

Al momento de realizar la detonación todo explosivo comercial genera monóxido de carbono (CO) y gases nitrosos. Los humos intervienen como criterio para la selección del explosivo cuando no se tiene una adecuada ventilación en el área que se va a realizar la voladura. Los gases que generan los dos explosivos seleccionables son de primera categoría genera de 0 a 0.16 pies cúbicos de CO-NO₂.

En el área de explotación Nivel H, la ventilación se realiza insertando aire, que ayuda a que los gases se esparzan como indica la figura 2.17. Los gases producto de la voladura se disipan en 1:30h a 2h aproximadamente, es decir, no interfiere en las labores de limpieza del frente de explotación que realiza el personal al siguiente turno. Por lo que, este criterio no es de suma importancia al momento de seleccionar el explosivo para el área de estudio.

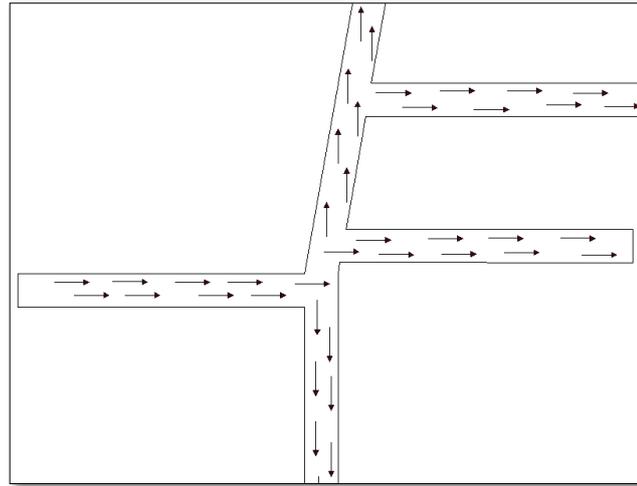


Figura 2. 17: Esparcimiento de los gases luego de la voladura.

Problemas de suministro

En este apartado no se encontrará problema alguno, debido a que nos encontramos en un centro netamente minero, como lo es Portovelo, y la oferta de este dos tipos de explosivos, así como también, los accesorios para la voladura no superan la demanda de las distintas empresas que se ubican en la zona.

Luego de haber realizado el análisis detallado de las diferentes características de los explosivos, llegué a la conclusión de que el explosivo más adecuado para la voladura de rocas en el frente de explotación es la emulsión encartuchada EMULNOR 3000 1"X7" de FAMESA, todas sus propiedades son adecuadas para lograr los resultados óptimos, además que es menos costosa que la dinamita semigelatinosa RIODIN M 7/8"X8".

2.3. Metodología del cálculo para el diseño de la malla de perforación

2.3.1. Número de barrenos para túneles y galerías

Para hallar el número de barrenos para túneles en minería subterránea se recopiló información sobre modelos matemáticos que ayuden al momento de realizar el diseño, ya que este factor es importante en la voladura. Realizando un cálculo adecuado se mejoraría la productividad, minimizando los costos de perforación y optimizando los recursos.

Para el cálculo del número de barrenos, se utilizan las siguientes formulas empíricas:

Fórmula 1

$$N^{\circ}\text{Tal} = 10\sqrt{A}$$

Donde:

A: Área de la sección en m²

Fórmula 2

$$N^{\circ}\text{Tal} = \frac{P}{Dt} + (C * A)$$

Donde:

P: Perímetro

A: Área de la sección en m²

Tabla 2. 18: Constantes para determinar el número de barrenos.

Tipo de roca	Distancia entre barrenos	Constante "C"
Roca dura	0.50	2.00
Roca intermedia	0.60	1.50
Roca blanda	0.70	1.00

Fuente: (Yance, 2013).

Tabla 2. 19: Correlación tipo de roca con valor RMR.

RQD	RMR	Tipo	Descripción	
0-25	< 20	V	Roca muy mala	Roca blanda
25-50	21-40	IV	Roca mala	
51-75	41-60	III	Roca discreta	Roca intermedia
75-90	61-80	II	Roca buena	Roca dura
90-100	81-100	I	Roca muy buena	

Fuente: (Yance, 2013).

2.3.1.1. Cálculo de distancia entre barrenos (Dt)

Para realizar este cálculo se relaciona al tipo de roca, con RMR medio y la Distancia entre barrenos de la tabla 2.18.

Tabla 2. 20: Relación tipo de roca, Dt, RMR.

Roca	RMR medio	Dt	Dt^{-1}	Dt^{-1}/RMR
Blanda	25	0.70	1.42857143	0.05714286
Intermedia	55	0.60	1.66666667	0.03030303
Dura	85	0.50	2	0.02352941

Fuente: (Yance, 2013).

De donde:

$$Dt^{-1} = \frac{RMR}{RMR^y}$$

$$\log_{RMR} \left(\frac{RMR}{Dt^{-1}} \right) = y$$

Con la tabla 2.20, se halla y^3 .

Tabla 2. 21: Relación entre y, RMR y Dt^{-1} .

Dt^{-1}	RMR medio	Y
1.42857143	25	0.89
1.66666667	55	0.869
2	85	0.848

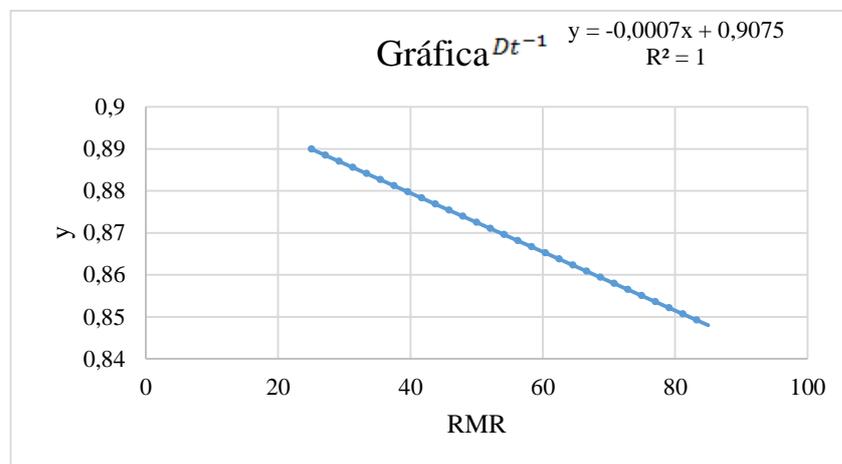


Figura 2. 18: Gráfica Dt^{-1}

Entonces tenemos que Dt es:

$$Dt^{-1} = \frac{RMR}{RMR^{-0.0007RMR+0.9075}}$$

Fuente: (Yance, 2013).

³ Se realizó corrección a los valores para construir la ecuación lineal.

2.3.1.1. Cálculo constante "C".

Se construye la tabla con los parámetros de roca, RMR y la constante "C" de la tabla 2.18.

Tabla 2. 22: Relación entre parámetros de roca, RMR, "C".

Roca	RMR medio	C
Suave	25	1
Intermedia	55	1.5
Dura	85	2

Con la ayuda de la tabla 2.22, se procede a hallar la ecuación.

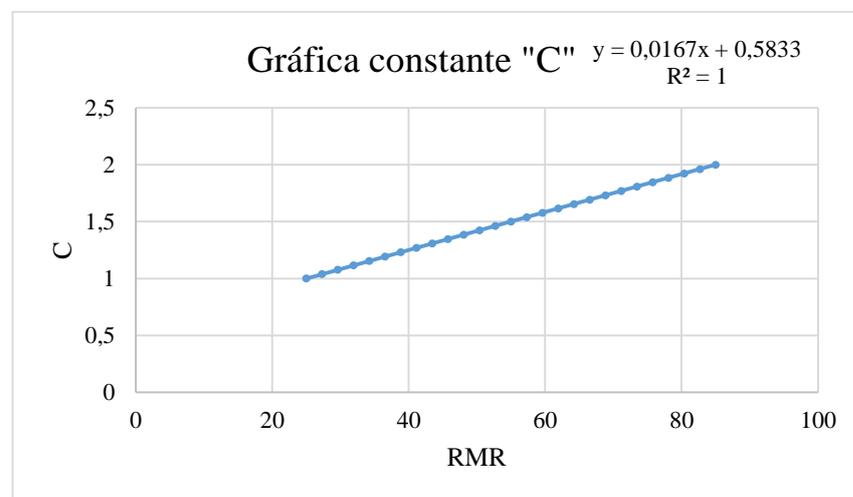


Figura 2. 19: Gráfica constante "C".

La ecuación de "C" es:

$$C = 0.0167RMR + 0.5833$$

Entonces, luego de haber realizado estos ajustes relacionando el RMR con las ecuaciones de "C" y Dt, vamos a reemplazar en la Formula 2.

$$N^{\circ}Tal = \frac{P}{Dt} + (C * A)$$

Reemplazando tenemos:

$$N^{\circ}Tal = P * Dt^{-1} + (C * A)$$

$$N^{\circ}Tal = P * \frac{RMR}{RMR - 0.0007RMR + 0.9075} + [(0.0167RMR + 0.5833) * A]$$

Fuente: (Yance, 2013).

2.3.2. Nueva teoría para calcular el burden

En el diseño de la malla de perforación y voladura se tiene variables dependientes e independientes, que son determinadas a través de los parámetros de roca, carga y explosivo.

Tabla 2. 23: Variables dependientes e independientes en la perforación y voladura.

Tipos de Variables	Indicadores
Variables Independientes	Diámetro de barreno Longitud de barreno Acoplamiento del explosivo Velocidad de detonación Presión de detonación Diámetro del explosivo Densidad del explosivo Longitud del explosivo Resistencia a la compresión simple Densidad de la roca
Variables Dependientes	Burden Espaciamiento

Fuente: (Ojeda, 2008).

Para el diseño de la malla de perforación y voladura, se aplica un modelo matemático en el que se calcula el área de influencia del barreno. El diseño se realiza tomando en cuenta los siguientes factores (Ojeda, 2008).

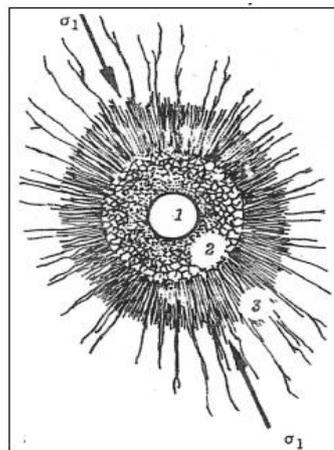


Figura 2. 20: Área de influencia de un barreno después de la voladura.

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.1. Burden

- **Burden nominal (B_n)**

$$B_n = \phi * \left(\frac{P_0 D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

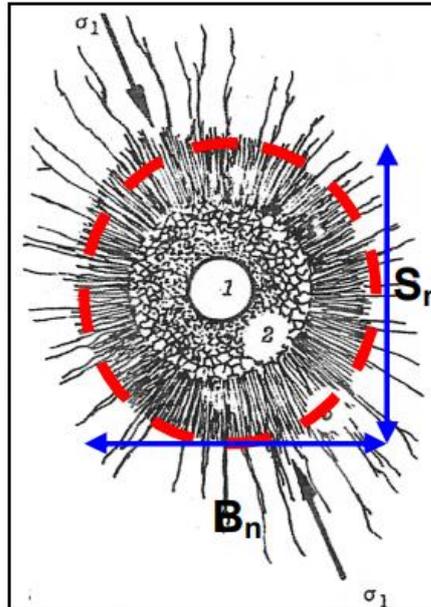


Figura 2. 21: Área de influencia del barreno con relación al burden y espaciamiento.
Fuente: (Ojeda, 2008).

Donde:

B_n : Burden nominal (m)

S_n : Espaciamiento nominal (m)

ϕ : Diámetro del barreno (m)

$P_0 D_{tal}$: Presión de detonación en el barreno (MPa)

RQD: Índice de calidad de la roca (%)

F_s : Factor de seguridad

σ_r : Resistencia a la compresión simple de la roca (MPa)

- **Burden ideal (B_i)**

$$B_i = B_n - D_p$$

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.2. Presión de detonación del explosivo

$$P_0 D_{\text{tal}} = 0.25 * 10^{-5} * \rho * V_0 D^2$$

Donde:

ρ : Densidad del explosivo

$V_0 D$: Velocidad de detonación

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.3. Factor de Carguío

Este factor se encuentra en función del volumen del barreno y del explosivo al interior del barreno.

$$F_c = \frac{V_c}{V_{\text{tal}}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * \text{Ncartuchos}}{\pi * \phi_{\text{tal}}^2 * L_{\text{tal}}} = \frac{\phi_e^2 * L_e * \text{Ncartuchos}}{\phi_{\text{tal}}^2 * L_{\text{tal}}}$$

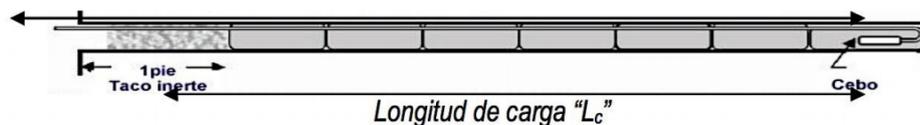


Figura 2. 22: Longitud de carga.

Fuente: (Exsa, 2010).

Donde:

ϕ_e : Diámetro explosivo

ϕ_{tal} : Diámetro barreno

L_e : Longitud explosivo

L_{tal} : Longitud barreno

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.4. Acoplamiento del explosivo

Este acoplamiento esta en función al diámetro del explosivo y diámetro del barreno.

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{\text{tal}}}$$

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.5. Longitud del barreno

Esta longitud varía según la longitud del barreno y la eficiencia de perforación.

$$L_{tal} = L_b * E_p$$

En frentes, galerías subniveles, cruceros, chimeneas y rampas, la longitud máxima para el barreno de perforación es:

$$L_{tal} \leq \sqrt{A}$$

A: Área de la sección del frente

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.6. Presión de detonación del barreno

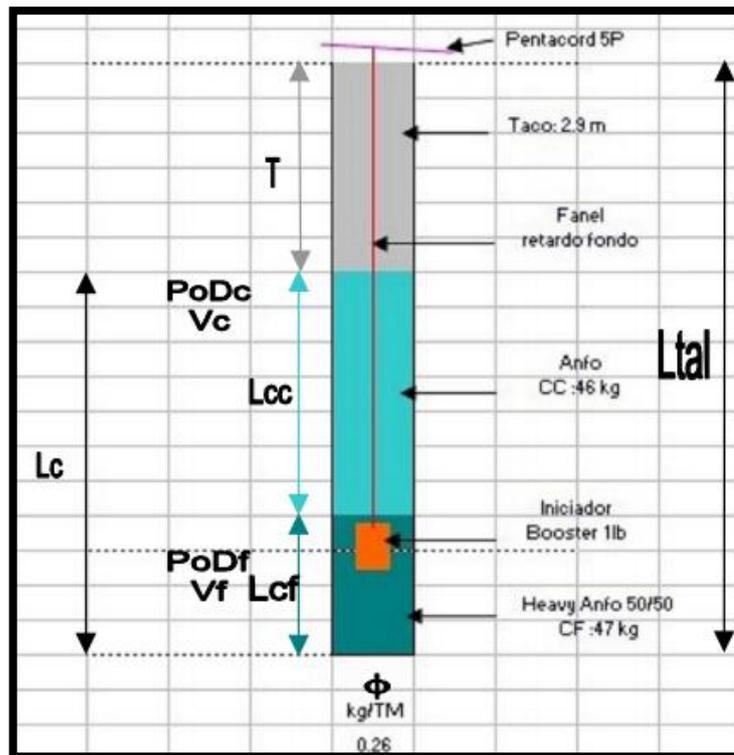


Figura 2. 23: Barreno con carga de fondo y columna.

Fuente: (Ojeda, 2008).

$$P = P_oD * F$$

Donde:

P_oD : Presión de detonación.

F: Factor de carguío del explosivo.

Para halla el factor de carguío de la carga fondo y de la carga de columna se tiene las siguientes formulas:

- **Factor de carguío de la carga de fondo**

$$F_{cf} = \frac{\emptyset_{ef}^2 * L_{ef} * N_{cartuchos}}{\emptyset_{tal}^2 * L_{tal}}$$

- **Factor de carguío de la carga de columna**

$$F_{cc} = \frac{\emptyset_{ec}^2 * L_{ec} * N_{cartuchos}}{\emptyset_{tal}^2 * L_{tal}}$$

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.6. Factor de seguridad

En la malla perforación la zona más crítica es el burden de arranque o cuele, porque es la zona de la voladura que genera la cara libre para los demas disparos. Por consiguiente los burden de ayuda, subayuda, contorno y tajeo son correlativamente crecientes al burden de arranque. Entonces tenemos que el factor de seguridad de cada uno de estos burden es correlativamente decreciente al factor de seguridad del arranque (Ojeda, 2008).

	Factor de seguridad	Aplicación	
	2	Tajeo	
	3	Contorno	
	4	Subayuda	
	5	Ayuda	
	6	Arranque	



2.3.1.7. Desviación de Perforación

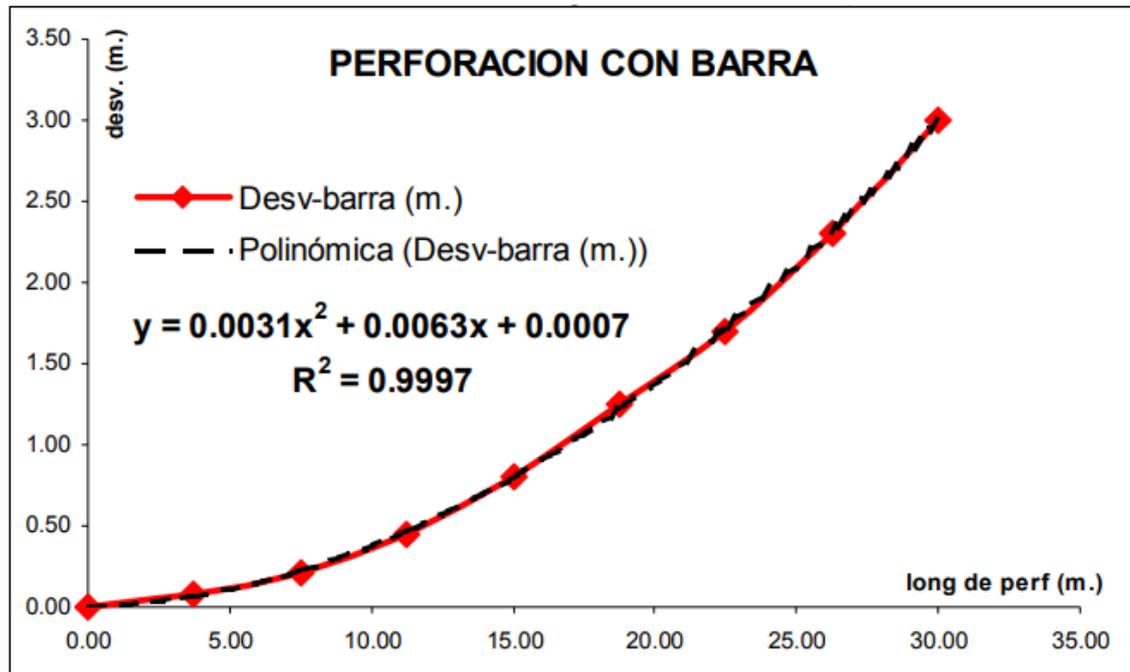


Figura 2. 24: Curva de desviación con barrenos.

Fuente: (Ojeda, 2008).

En la perforación, la desviación es uno de los factores mas importantes al momento de realizar el diseño de la malla de perforación, debido a que varían el burden de diseño, influyen de manera negativa en la fragmentación y en el avance, porque la eficiencia de voladura esta relacionada con la desviación, porque a mayor desviación menor eficiencia en el avance o viceversa.

La perforación en el área de estudio se realiza con barra, entonces tenemos para determinar la desviación la siguiente ecuación:

$$Dp_{\text{barra}} = 0.0031\text{Long}_{\text{perf}}^2 + 0.0063\text{Long}_{\text{perf}} + 0.007$$

Donde:

Dp_{barra} : Desviación de perforación

$\text{Long}_{\text{perf}}$: Longitud de perforación.

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.8. Determinación del diámetro de alivio

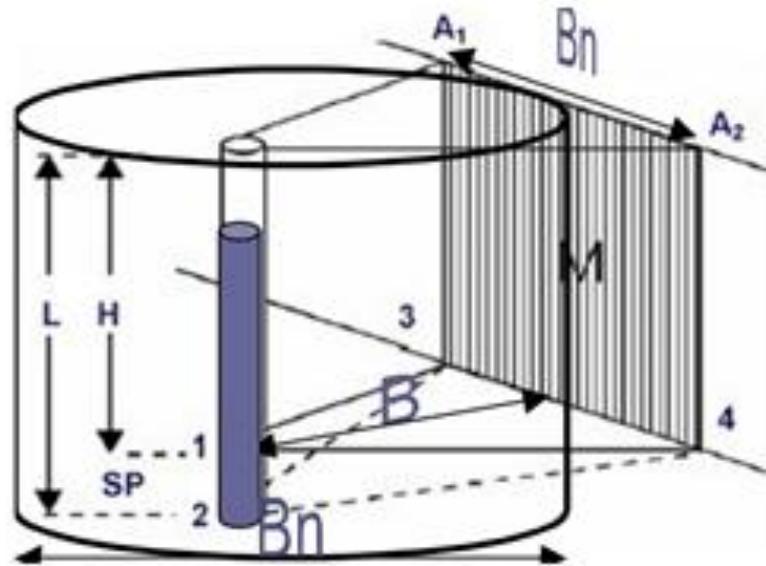


Figura 2. 25: Área de influencia del barrenado: Burden con respecto a la cara libre.
Fuente: (Ojeda, 2008).

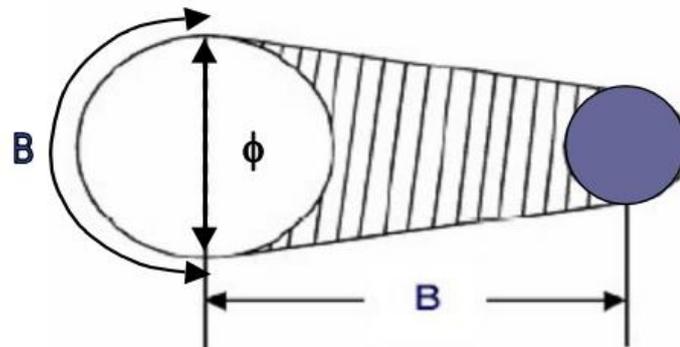


Figura 2. 26: Cara libre plana a circular.
Fuente: (Ojeda, 2008).

Con las variables indicadas en la figura 2.25, se determina una ecuación matemática que sirve para calcular el diámetro de alivio máximo.

Por longitud de arco:

$$B = \frac{\pi * \phi}{2}$$

$$\phi_{\max} = \frac{2 * B}{\pi}$$

Si \longrightarrow $B_n = 2 * B$

$$\phi_{\max} = \frac{Bn}{\pi}$$

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.9. Determinación del diámetro de alivio mínimo

El diámetro de alivio mínimo se determina con la siguiente expresión:

$$Bn = \phi_{\text{tal}} = \phi_{\text{min}}$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

2.3.2.10. Número de barrenos de alivio

El cálculo de los barrenos de alivio en función con lo que se cuenta en la perforación se calcula con la siguiente ecuación:

$$n_a = \left(\frac{\phi_{\max}}{\phi_a}\right)^2$$

Donde:

n_a = numero de barrenos de alivio

ϕ_{\max} = Diámetro maximo de los barrenos de alivio

ϕ_a = Diámetro de los barrenos de alivio

Fuente: (Ojeda, 2008).

2.3.2.11. Espaciamiento entre los barrenos de alivio

El cálculo del espaciamiento entre los barrenos de alivio se realiza con la siguiente ecuación.

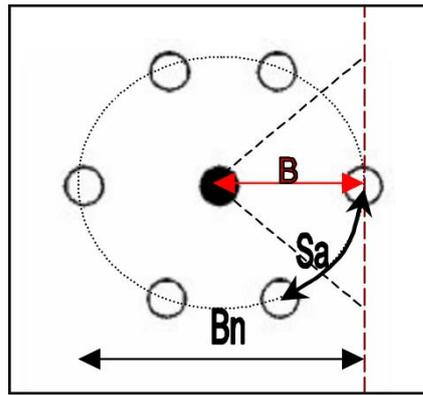


Figura 2. 27: Espaciamiento entre barrenos de alivio.
Fuente: (Ojeda, 2008).

$$Sa = \frac{Bn}{na}$$

CAPÍTULO III

APLICACIÓN DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADA

3.1. Diseño y aplicación del mejoramiento de la malla de perforación

3.1.1. Número de barrenos

Para el cálculo del número de barrenos requeridos en el frente de explotación vamos a aplicar la fórmula expuesta en el capítulo anterior.

$$N^{\circ}\text{Tal} = P * \frac{\text{RMR}}{\text{RMR} - 0.0007\text{RMR} + 0.9075} + [(0.0167\text{RMR} + 0.5833) * A]$$

Los parámetros a tener en cuenta son el área y perímetro de la galería y la clasificación geomecánica del macizo rocoso RMR.

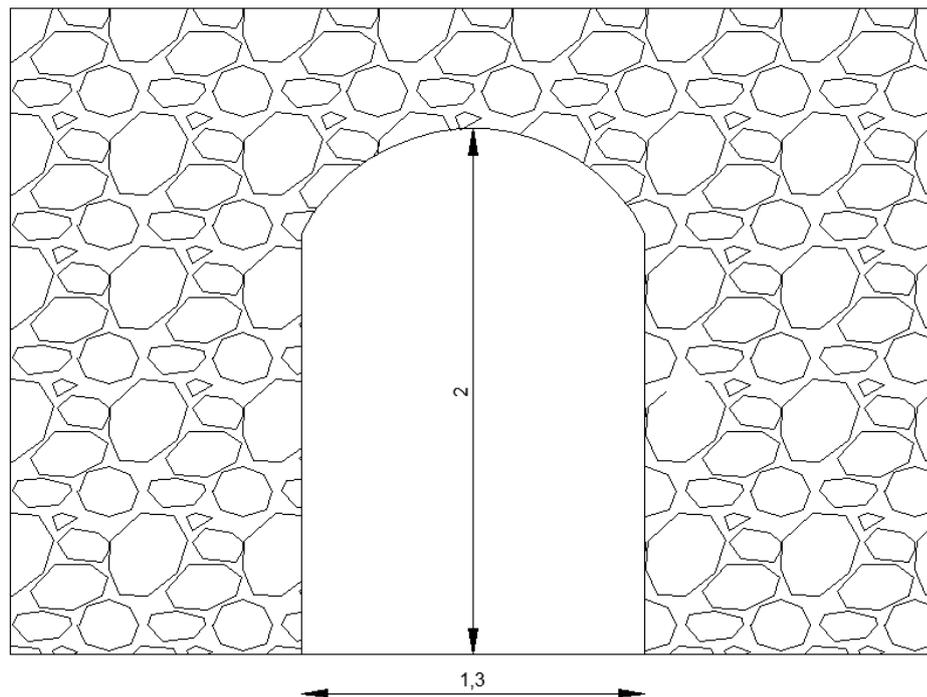


Figura 3. 1: Medidas de galería en el frente de explotación.

El área de la galería es de 2.45 m² y perímetro 6.10 m según el software AUTOCAD.

Tabla 3. 1: Parámetros de diseño.

Parámetro	Resultados
Área (A)	2.45 m ²
Perímetro (P)	6.11 m
RMR	69

$$N^{\circ}\text{Tal} = 6.11 * \frac{69}{69 - 0.0007(69) + 0.9075} + [(0.0167(69) + 0.5833) * 2.45]$$

$$N^{\circ}\text{Tal} = 15.34 \approx 16 \text{ barrenos}$$

3.2. Diseño de malla de perforación

En el capítulo anterior, se analizaron los factores que interfieren en el diseño de la nueva malla de perforación en el frente de explotación “Nivel H”. Además, la empresa Minera Carlos Pacheco tiene en stock para la perforación: brocas de 36mm de diámetro y barrenos de 1.20m de longitud.

Tabla 3. 2: Parámetros de perforación para diseño de la nueva malla.

Parámetros de perforación	
Medidas de galería	1.3 m X 2 m
Tipo de Roca	Andesita
Densidad de Roca	2.67 t/m ³
Resistencia a compresión	36.92 Mpa
RQD	87.2%
Diámetro de perforación	36 mm
Longitud de barreno	1.20 m
Carga de fondo	EMULNOR 3000 1”X7”
Carga de columna	Nitrato de amonio

3.2.1. Longitud del barreno

$$L_{\text{tal}} = L_b * E_p$$

$$L_{\text{tal}} = 1.20 \text{ m} * 98\%$$

$$L_{\text{tal}} = 1.18 \text{ m}$$

3.2.2. Desviación de perforación

$$Dp_{\text{barra}} = 0.0031 \text{Long}_{\text{perf}}^2 + 0.0063 \text{Long}_{\text{perf}} + 0.007$$

$$Dp_{\text{barra}} = 0.0031(1.18)^2 + 0.0063(1.18) + 0.007$$

$$Dp_{\text{barra}} = 0.02 \text{ m}$$

3.2.3. Acoplamiento del explosivo

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{\text{tal}}}$$

$$A_e = \frac{0.0254 \text{ m}}{0.036 \text{ m}} = 0.71 \approx 71\%$$

El acoplamiento del explosivo es igual para la carga de fondo y columna.

3.2.4. Determinación Burden de arranque

3.2.4.1. Factor de carguío

- **Factor de carguío de la carga de fondo**

$$F_{\text{cf}} = \frac{\phi_{\text{ef}}^2 * L_{\text{ef}} * \text{Ncartuchos}}{\phi_{\text{tal}}^2 * L_{\text{tal}}}$$

$$F_{\text{cf}} = \frac{(0.0254\text{m})^2 * 0.18\text{m} * 1}{(0.036)^2 * (1.18\text{m})}$$

$$F_{\text{cf}} = 0.08$$

- **Factor de carguío de la carga de columna**

$$F_{\text{cc}} = \frac{\phi_{\text{ec}}^2 * L_{\text{ec}} * \text{Ncartuchos}}{\phi_{\text{tal}}^2 * L_{\text{tal}}}$$

$$F_{\text{cc}} = \frac{(0.0254\text{m})^2 * 0.225\text{m} * 4}{(0.036)^2 * (1.18\text{m})}$$

$$F_{\text{cc}} = \frac{(0.0254\text{m})^2 * 0.225\text{m} * 4}{(0.036)^2 * (1.18\text{m})}$$

$$F_{\text{cc}} = 0.38$$

3.2.4.2. Presión de detonación del explosivo

- **Presión de la carga de fondo**

$$P_{cf} = P_0 D_{cf} * F_{cf}$$

$$P_{cf} = 9300 \text{ MPa} * 0.08$$

$$P_{cf} = 744 \text{ MPa}$$

- **Presión de la carga de columna**

$$P_{cc} = P_0 D_{cc} * F_{cc}$$

$$P_{cc} = 1000 \text{ MPa} * 0.38 = 380 \text{ MPa}$$

Presión de detonación

$$P_0 D = P_{cf} + P_{cc}$$

$$P_0 D = 744 \text{ MPa} + 380 \text{ MPa}$$

$$P_0 D = 1124 \text{ MPa}$$

3.2.4.3. Burden de arranque

F_s = 6

$$B_n = \emptyset * \left(\frac{P_0 D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.036 \text{ m} * \left(\frac{1124 \text{ Mpa}}{6 * 36.92 \text{ MPa} * 87.2\%} + 1 \right)$$

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

$$B_n = S_n = 0.25 \text{ m}$$

$$B_i = B_n - D_p$$

$$B_i = 0.25 \text{ m} - 0.02 \text{ m} = 0.23 \text{ m}$$

3.2.4.4. Determinación de barrenos de alivio

- **Determinación del diámetro de alivio máximo**

$$\phi_{\max} = \frac{B_n}{\pi}$$

$$\phi_{\max} = \frac{0.25}{\pi} = 0.07$$

- **Determinación del diámetro de alivio mínimo**

$$B_n = \phi_{\text{tal}} = \phi_{\min}$$

$$\phi_{\min} = 0.036\text{m}$$

- **Número de barrenos de alivio**

$$n_a = \left(\frac{\phi_{\max}}{\phi_a}\right)^2$$

$$n_a = \left(\frac{0.07}{0.036}\right)^2 = 3.78$$

Se realizarán 3 barrenos de alivio.

- **Espaciamiento entre los barrenos de alivio**

$$S_a = \frac{0.25\text{m}}{3} = 0.08\text{ m}$$

3.2.5. Determinación Burden de ayudas

$F_s = 5$

$$B_n = \phi * \left(\frac{P_0 D_{\text{tal}}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1\right)$$

$$B_n = 0.036\text{ m} * \left(\frac{1124\text{ Mpa}}{5 * 36.92\text{ MPa} * 87.2\%} + 1\right)$$

$$B_n = 0.29\text{ m}$$

$$B_n = S_n = 0.29\text{ m}$$

$$B_i = B_n - D_p$$

$$B_i = 0.29\text{m} - 0.02\text{m} = 0.27\text{ m}$$

3.2.6. Determinación Burden de subayudas

$$B_n = \phi * \left(\frac{P_0 D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.036 \text{ m} * \left(\frac{1124 \text{ Mpa}}{4 * 36.92 \text{ MPa} * 87.2\%} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.35 \text{ m}$$

$$B_n = S_n = 0.35 \text{ m}$$

$$B_i = B_n - D_p$$

$$B_i = 0.35\text{m} - 0.02\text{m} = 0.33 \text{ m}$$

3.2.7. Determinación Burden de contorno

$F_s = 3$

$$B_n = \phi * \left(\frac{P_0 D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.036 \text{ m} * \left(\frac{1124 \text{ Mpa}}{3 * 36.92 \text{ MPa} * 87.2\%} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.46 \text{ m}$$

$$B_n = S_n = 0.46 \text{ m}$$

$$B_i = B_n - D_p$$

$$B_i = 0.46\text{m} - 0.02\text{m} = 0.44 \text{ m}$$

Tabla 3. 3: Área de influencia y N° de barrenos.

	BURDEN	AREA INFLUENCIA	N° DE BARRENOS
B1	ARRANQUE	0.23	4
B2	AYUDAS	0.27	4
B3	SUBAYUDAS	0.33	4
B4	CONTORNO	0.44	11

El número de barrenos en el frente de explotación Nivel H, son 26 de los cuales 23 son barrenos de carga y 3 son barrenos de alivio.

3.3. Distribución de barrenos

La repartición de los barrenos en el frente de explotación se va a realizar tomando en cuenta el burden calculado para cada cuadrante, este cálculo nos provee del área de influencia de la voladura de cada burden.

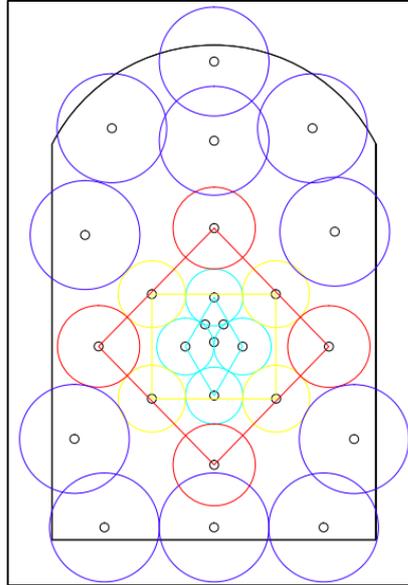


Figura 3. 2: Área de influencia de los barrenos en el frente.
Fuente: Autor.

- **Área de influencia burden de arranque**

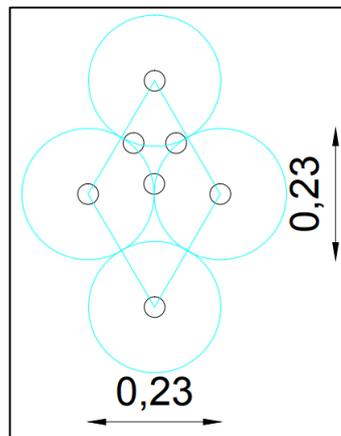


Figura 3. 3: Área de influencia barrenos de arranque.

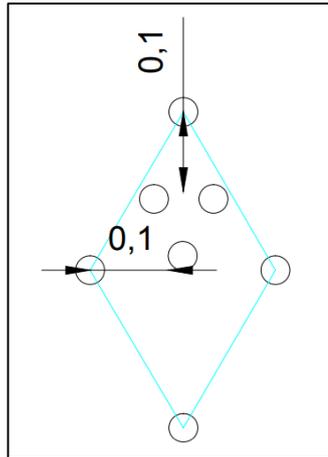


Figura 3. 4: Dimensionamiento barrenos de arranque.

- **Área de influencia burden de ayudas**

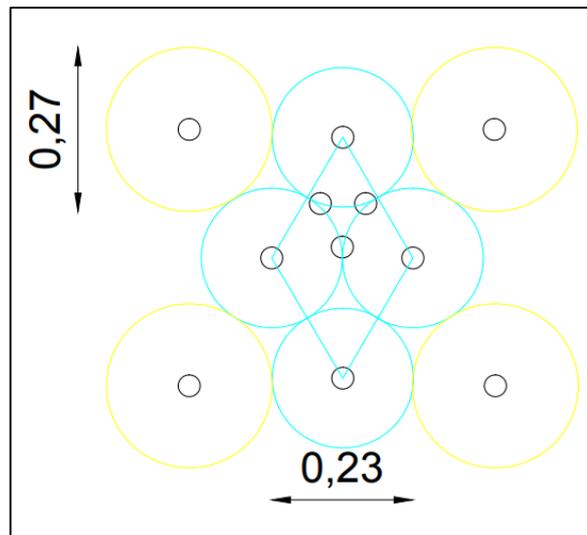


Figura 3. 5: Área de influencia burden de ayudas

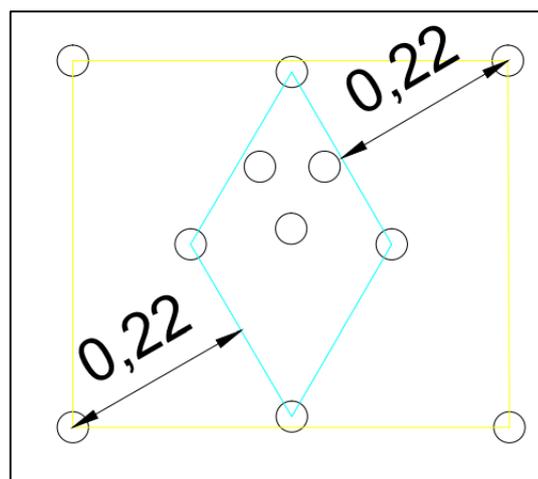


Figura 3. 6: Dimensionamiento barrenos de ayuda.

- **Área de influencia burden de subyudas y contorno**

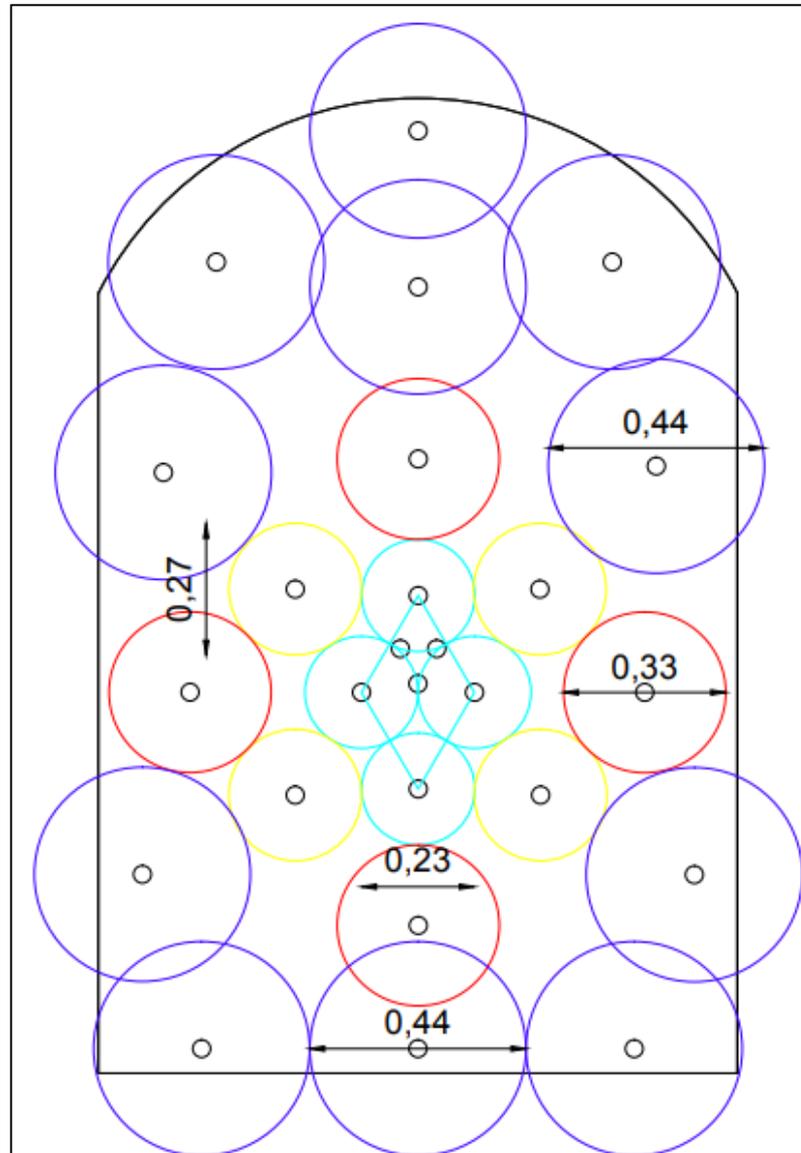


Figura 3. 7: Áreas de influencia burden de subyudas y contorno.

3.3.1. Distribución y dimensionamiento de los barrenos

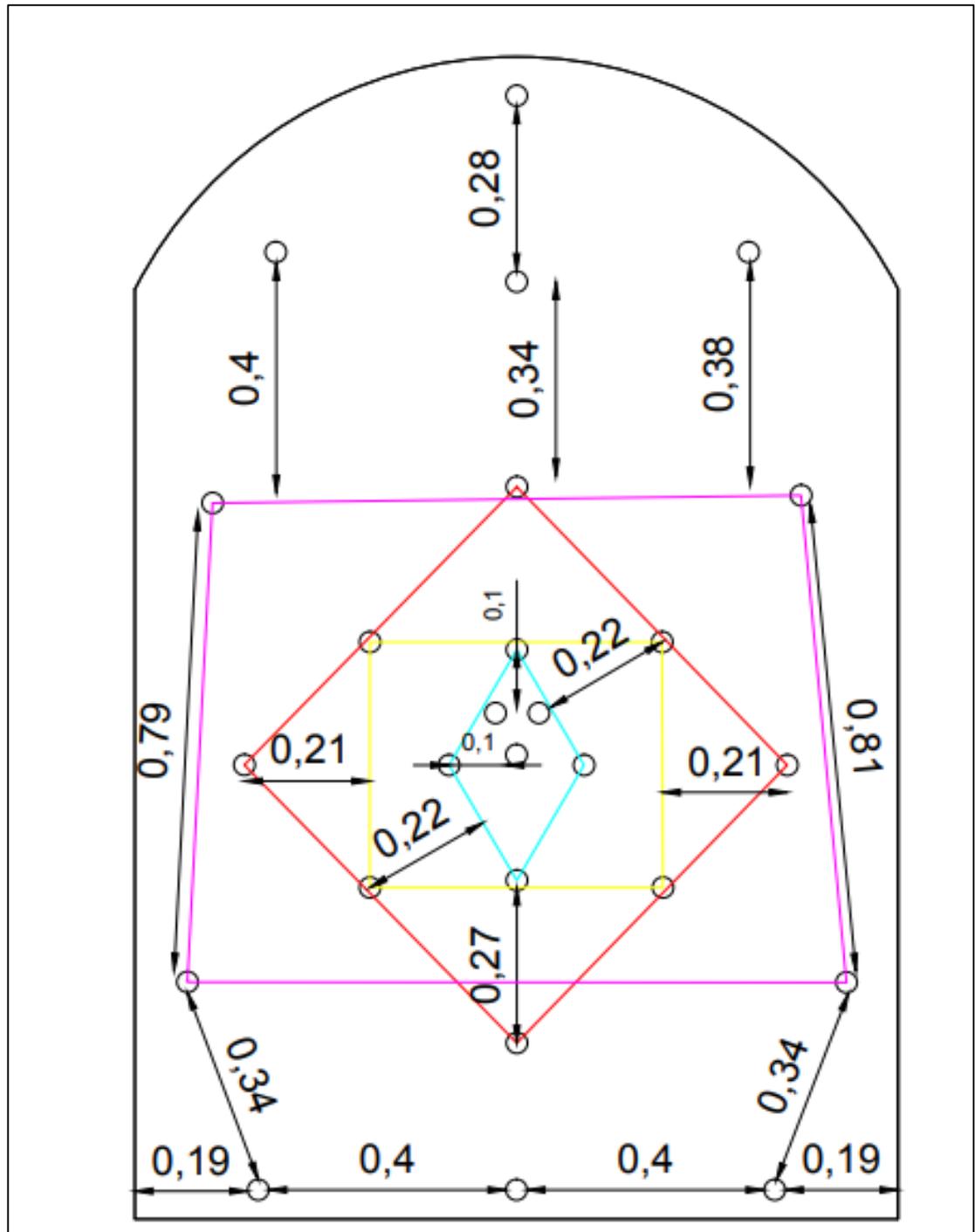


Figura 3. 8: Dimensionamiento de los barrenos en el frente de explotación.

3.3.2. Consumo de sustancia explosiva

Con el diseño de la nueva malla, en la mina Agua Dulce no se va a variar el sistema de carguío de la sustancia explosiva, por políticas internas de la empresa, lo que se realizó en este caso de estudio fue la optimización a través de parámetros de

distribución de los barrenos, basándose los cálculos en la teoría de las áreas de influencia. Todos los barrenos van a ser cargados con EMULNOR 3000 1"X7" utilizado como carga de fondo, nitrato de amonio como carga de columna 1" X 8 $\frac{7}{8}$ ".

Tabla 3. 4: Consumo de explosivos.

Burden	N° de barrenos	Consumo			
		Carga de Fondo	Carga de Columna	Fulminante ordinario N°8 (unid.)	Mecha de Seguridad (m)
		EMULNOR 3000 1"X 7" (kg)	Nitrato de Amonio (kg)		
Alivio	3	---	---	---	---
Arranque	4	0.78	1.87	4	6.00
Ayudas	4	0.195	1.87	4	6.00
Subayudas	4	0.195	1.87	4	6.00
Contorno	11	0.536	5.13	11	16.50
Consumo Total		1.71	10.74	23	34.50

3.4. Discusión de los resultados

3.4.1. Situación después de la aplicación

Para la aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura en el frente de explotación "Nivel H", el dimensionamiento de los barrenos se realizó con spray de pintura y cinta métrica, para que el perforador realice su labor en los puntos de perforación. Luego de la perforación, se realizó el carguío de los explosivos y posteriormente su detonación.

Luego de realizar las labores de limpieza del frente de explotación por parte del personal, quedando el área libre para su circulación, se constató con mejor detalle la aplicación de la nueva malla de perforación, los resultados obtenidos fueron óptimos para el trabajo en el frente de explotación, teniendo en cuenta la forma del túnel.

Se pudo corroborar que cada avance del frente de explotación en el túnel presento formas muy asemejadas al nuevo diseño realizado. La bóveda del túnel permaneció

uniforme, no existió sobre dimensionamiento y tampoco hubo mal formación de la bóveda, las paredes del túnel no presentaron exceso de roca suelta, lo nos garantiza que quedaron firmes. Además con el nuevo diseño se consiguió una mejor eficiencia en la aplicación.



Figura 3. 9: Malla de perforación trazada en el campo.

3.4.2. Resultado del método aplicado

Para realizar el análisis de los resultados obtenidos aplicando el nuevo diseño, se realizaron tres voladuras en campo, con las que se determinó la eficiencia con la aplicación de la nueva malla.

3.4.2.1. Avance por voladura

El avance de voladura se obtuvo con la ayuda de la cinta métrica para su medición. Luego de realizar las medidas en el campo de cada avance, se procedió a calcular la eficiencia de los avances obtenidos en el campo.

Tabla 3. 5: Avance promedio.

Avance	Medida (metros)
Avance 1	1.065
Avance 2	1.08
Avance 3	1.11
Promedio	1.09

La eficiencia del avance realizado con la aplicación de la nueva malla de perforación fue de 92.06%, siendo este mejor al realizado con el anterior diseño.

3.4.2.1. Análisis de fragmentación del material



Figura 3. 10: Roca fragmentada después de la voladura del frente de explotación Nivel H.

La roca fragmentada, aplicando el nuevo diseño de malla de perforación, nos dio resultados de tamaños de roca que varían entre 5 cm hasta 20 cm, siendo estos los tamaños más típicos después de la voladura. Comparando con la malla de perforación utilizada anteriormente, los tamaños de roca fragmentada producto de la voladura iban desde 5 cm hasta 16 cm. Esto nos expresa que en este punto, con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación no existe una diferencia notable, que afecte a las posteriores labores de limpieza, carguío, transporte y tratamiento del mineral.

3.4.2.2. Consumo específico (q)

Para el cálculo de los consumos en la voladura, se procedió a medir el área del túnel, manteniéndose esta igual, quedando las paredes firmes y su contorno con la forma de bóveda. El consumo total de explosivo por voladura es de 12.45 kg, debido a que se utilizó un cartucho más de nitrato de amonio, para una mejor confinación del explosivo.

Tabla 3. 6: Consumo específico con el nuevo diseño.

Avance	Medida (metros)	Area (m²)	Volumen extraído (m³)	Cosumo de explosivo (Kg)	Consumo específico (Kg/m³)
Avance 1	1.065	2.45	2.61	12.45	4.77
Avance 2	1.08	2.45	2.65	12.45	4.70
Avance 3	1.11	2.45	2.72	12.45	4.58
Consumo específico promedio					4.68

El consumo específico promedio de las voladuras es de 4.68 Kg/m³.

3.4.2.3. Perforación específica

La longitud del barreno de perforación con el nuevo diseño fue de 1.20 metros, igual que el utilizado anteriormente. La eficiencia de la perforación es de 98% según los datos obtenidos en el campo, por lo que, la perforación por barreno es de 1.18 metros.

Se realizaron 26 barrenos de perforación en el frente de explotación.

$$P = N^{\circ} \text{ de barrenos} \times \text{metros perforados por barreno}$$

$$P = 26 \times 1.18 \text{ m}$$

$$P = 30.68 \text{ m}$$

Los perforación por cada voladura en el área de estudio es 30.68 metros.

Tabla 3. 7: Especificaciones para el cálculo de la perforación específica.

Avance	Volumen extraído (m³)	Perforación (m)	Perforación Específica (m/m³)
Avance 1	2.61	30.68	11.75
Avance 2	2.65	30.68	11.58
Avance 3	2.73	30.68	11.24
Perforación específica promedio			11.52

La perforación específica media utilizando el nuevo diseño de malla de perforación en el frente de explotación es de 11.52 m/m³.

3.4.2.4. Costo específico

Para el calculo de este apartado se realizará manteniendo los mismos parámetros explicados en el capítulo anterior, la cantidad de explosivo y sistema de iniciación utilizado está explicado en la tabla 3.4.

Estos costos por voladura se obtuvieron con la relación entre el precio unitario de cada explosivo utilizado con el volumen de material volado por avance.

Ademas en el capítulo anterior se detalla los costos unitarios de los explosivos y sistema de iniciación utilizados, veáse tabla 2.15.

Tabla 3. 8: Consumo específico.

Avance	Volumen extraído (m³)	Consumo				Costo por voladura (US\$/m³)
		EMULN OR 3000 1"X 7" (US\$)	Nitrato de Amonio (US\$)	Fulminante ordinario N°8 (US\$)	Mecha de Seguridad (US\$)	
Avance 1	2.61	7.52	4.30	9.20	13.80	13.34
Avance 2	2.65	7.52	4.30	9.20	13.80	13.14
Avance 3	2.73	7.52	4.30	9.20	13.80	12.75
Costo específico promedio						13.08

Tabla 3. 9: Comparación diseño actual y diseño optimizado de los sistemas de perforación y voladura.

Mina Agua Dulce, Frente de Explotación "Nivel H"			
Parámetros		Diseño Actual	Diseño Optimizado
Diseño	Luz (m)	1.30	1.30
	Altura (m)	2	2
	Diámetro barreno (mm)	36	36
	Número de barrenos	25	23
	Número de barrenos de alivio	2	3
Consumo explosivo	Emulnor 3000 (kg)	1.8	1.71
	Nitrato de amonio (kg)	8.75	10.74
	Fulminante ord. N°8	25	23
	Mecha Seguridad	37.50	34.50
General	Volumen (m ³)	2.51	2.66
	Consumo explosivo (kg)	10.55	12.45
	Consumo específico (Kg/m ³)	4.21	4.68
	Longitud perforada (m)	31.86	30.68
	Perforación específica (m/m ³)	12.70	11.52
	Costo específico (US\$/m ³)	14.52	13.08

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- Para el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se realizó el análisis de los factores geomecánicos del macizo rocoso, con muestras obtenidas en campo y sometidas a ensayos de laboratorio, caracterizándose como una roca de tipo andesita, densidad de 2.67 t/m^3 , resistencia a la compresión uniaxial de 36.92 MPa, clasificación del macizo rocoso RMR de 69, RQD de 87.2% catalogándola como roca buena.
- La implementación de una metodología del cálculo matemático permite obtener de manera técnica los parámetros de diseño para la malla de perforación y voladura, consiguiendo una adecuada distribución de los barrenos, según las características del macizo rocoso en el frente de explotación.
- Se realizó el diseño de la nueva malla de perforación y voladura, aplicando la metodología del cálculo de las áreas de influencia, mediante el cálculo del burden, mejorando la ubicación de los barrenos en el frente, obteniendo después de los cálculos de ingeniería, 3 barrenos de alivio y 23 barrenos de carga explosiva ubicados en la sección del túnel.
- Con la aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura, se mejoró la eficiencia de la voladura en el frente de explotación Nivel H, al 92.06%, por medio de una óptima distribución de los barrenos en el área de explotación, que asegura un avance de 1.09 m, aumentando la eficiencia en 9.44% (82.62% eficiencia con el modelo usado anteriormente).
- La perforación específica que se obtiene con el nuevo diseño se reduce comparándola con el modelo empírico utilizado antes de la aplicación, de 12.70 m/m^3 a 11.52 m/m^3 .
- Una de las variables que aumentó con la aplicación del nuevo diseño fue el consumo específico, con el modelo anterior fue de 4.21 kg/m^3 , con el nuevo diseño aplicado es de 4.68 kg/m^3 , aumentando en 0.47 kg/m^3 , siendo esta diferencia debido a que se agregó un cartucho más de carga de columna para tener un mayor grado de confinamiento del explosivo, generando resultados

favorables en la voladura y manteniéndose en el rango establecido para voladuras subterráneas que pueden variar de 0.9 a 7 kg/m³.

- La fragmentación de la roca no tuvo mayores diferencias entre los dos modelos aplicados, con el nuevo diseño los tamaños de roca fragmentada van en el rango de entre 5 cm hasta 20 cm y con el modelo anterior los rangos se encontraban de entre 5 cm hasta 16 cm de tamaños típicos fragmentados después de la voladura, sin tener esto mayor influencia para las posteriores labores de limpieza, carguío y transporte del mineral.
- El costo específico de la voladura con el modelo anterior fue de 14.52 US\$/m³, comparando con el nuevo diseño que es de 13.08 US\$/m³, teniendo una diferencia de 1.44 US\$/m³, que va a reportar mejor rendimiento económico en el uso de los explosivos a largo de la aplicación del nuevo diseño de perforación y voladura.
- El área final del túnel con la aplicación del nuevo diseño presentó una forma acorde a lo planteado, quedando las paredes firmes en el frente de explotación.
- Con la aplicación del nuevo diseño, se evidencia un mejor criterio en la distribución de los barrenos, lo que produce un mayor avance y eficiencia en los sistemas de perforación y voladura en el frente de explotación Nivel H.

Recomendaciones

- Con los resultados obtenidos para las labores de perforación y voladura en el frente de explotación Nivel H, se sugiere la implementación del nuevo diseño de los sistemas de perforación y voladura, siguiendo como base la metodología del cálculo de las áreas de influencia realizada en esta investigación.
- Se deben tener los análisis del macizo rocoso actualizados para conocer más a detalle la estabilidad del mismo y realizar el diseño correcto de la malla de perforación y su posterior voladura.
- Para mejorar los sistemas de perforación y voladura deben ser dirigidos por técnicos, para evitar la sobre perforación y el uso excesivo de explosivos.
- Se sugiere a la Empresa cambiar el nitrato de amonio utilizado como carga de columna, por otro agente explosivo y tener un mayor confinamiento del explosivo en los barrenos perforados para aumentar eficiencia en el avance producto de la voladura.
- Para realizar una correcta perforación y mantener la sección del túnel, se tiene que realizar el trazado con pintura de la malla de perforación de acuerdo a los parámetros de diseño.
- Se recomienda a la Empresa implementar un mecanismo de control, supervisión y seguimiento de los procesos de perforación y voladura, para evitar el exceso de consumo de energía y explosivos.

BIBLIOGRAFÍA

- ARCOM. (2019). Catastro Minero de ARCOM Ecuador. Obtenido de <http://geo.controlminero.gob.ec:1026/geovisor/>
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). Perforación y Voladura de Rocas en Minería. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Buele, J. (2017). Optimización en los parámetros de perforación y voladura en el avance del túnel de la mina Cabo de Hornos. Cuenca-Ecuador: Universidad del Azuay.
- Compañía Peruana de uso Minero Ecológico y Técnico. (2011). Gestión y manejo de explosivos. Lima.
- Exsa. (2010). Manual Practico de Voladura. Lima-Perú.
- Famesa. (2019). Famesa explosivos. Obtenido de <http://www.famesa.com.pe/>
- Feijoo, P. (1997). Manual de mecánica de rocas y estabilidad de túneles y taludes. Cuenca, Ecuador.
- González de Vallejo, L. (2002). Ingeniería Geológica. Madrid: PEARSON EDUCACIÓN.
- Hoek, E., & Brown, E. (1985). Excavaciones Subterráneas en Roca. México: McGraw-Hill Book Co.
- ISEE. (2008). Manual del Especialista en Voladura. Ohio: International Society of Explosives Engineers.
- López Jimeno, C. (2004). Manual de Perforación y Voladura de Rocas.
- López Jimeno, E. (1982). Influencia de las propiedades de las rocas y de los macizos rocosos en el diseño y resultado de las voladuras. Cuadernos do Laboratorio Xeológico de Laxe.
- Maxam. (2018). RIODIN M. Perú.
- Mckenzie, C. (1994). Estado del Arte de la Tronadura. Santiago.
- Mejía, K. (2019). Optimización del proceso de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno. Cuenca-Ecuador: Universidad del Azuay.
- Ojeda, R. (2008). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea utilizando un modelo matematico de áreas de influencia. Lima, Perú.
- PRODEMINCA. (2000). Evaluación de distritos mineros en el Ecuador. Vol 4. Quito: UCP PRODEMINCA.
- Suri. (2010). Manual de perforadora YT-27. Chile.

Universidad Politecnica de Madrid. (2007). Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas. Madrid.

Yance, R. (2013). Estudio geomecánico en el diseño de malla de perforación del crucero 300, nivel 16 en la compañía minera CASAPALCA S.A. (Tesis de pregrado). Huancayo-Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú.